

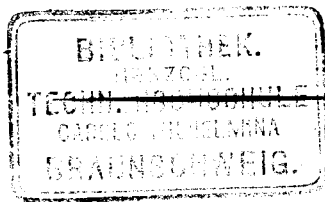
VORKOMMEN UND GEWINNUNG
DER
RAMMELSBERGER ERZE
UND DIE
UNTERHARZER HÜTTENPROCESSE

Chem.-techn. Laboratorium
Technische Hochschule
BRAUNSCHWEIG.

F. W. WIMMER UND J. BRÄUNING.

(MIT 9 KUPFERTAFELN).

SONDERABDRUCK AUS DER ZEITSCHRIFT FÜR BERG-, HÜTTEN- UND SALINENWESEN
IM PREUSSISCHEN STAATE. BAND XXV.



BERLIN.
VERLAG VON ERNST & KORN
(Gropius'sche Buch- und Kunsthandlung.)

90 Wilhelmstrasse
(nächst dem Architekten-Hause).

1877.

Vorkommen und Gewinnung der Rammelsberger Erze.

Von Herrn Wimmer in Goslar.

(Hierzu Texttafel c und d.)

Allgemeine geognostische Verhältnisse.

Unter den am nördlichen Harzrande, zwischen den Ausgängen des Oker- und Innerstethales schroff hervortretenden, meist kuppelartig geformten Bergen zeichnet sich der 2 Kilometer südlich von der Stadt Goslar belegene Rammelsberg durch seine interessante Kieslagerstätte aus, die den ältesten Bergbaubetrieb am Harze aufzuweisen hat und noch heute Gegenstand eines lucrativen und hoffnungsvollen Bergbaues ist.

Das Plateau des Berges liegt nach Prediger rund 1950 Pariser Fuss = 2168,6 hannov. Fuss (633,4 m.) über dem Spiegel der Nordsee*).

Nach Norden fällt das Gehänge zuerst sehr steil, dann sehr flach ab und zieht sich bis vor die Stadt. Die Gesteine des Berges bestehen aus 3 Gliedern des Devon: dem Spiriferensandsteine (Unter-Devon), den Calceolaschichten (Unteres Mittel-Devon) und den Goslarer Schiefern (Wissenbacher Schiefern Fr. Ad. Römer's), (Unteres Ober-Devon).

Die Schichten dieser Gesteine streichen zwischen hora 4 und 5 und fallen zwischen 40—55° gegen S.-O., mithin gegen das Gehänge ein, so dass sie der Altersfolge nach verkehrt übereinander liegen, der Spiriferensandstein die Kuppe des Berges bis zur halben Höhe desselben herab bildet, hier die Calceolaschichten aufsetzen und darauf im untern Theile die Wissenbacher Schiefer folgen, welche sich in vielfachen Falten der Breite nach bis ans Innerstethal erstrecken. Der der Stadt Goslar zugekehrte Einhang des Rammelsberges bildet somit den nordwestlichen Flügel eines in dieser Faltung des Gebirges liegenden grösseren Sattels.

Die den Wissenbacher Schiefern sonst wohl eigenthümliche sogenannte falsche Schieferung zeigt sich am Rammelsberge nicht, es fallen hier Schichtung und falsche Schieferung zusammen, wie sich aus dem Parallelismus eingelagerter Kalkstein- oder Quarzitbänke und Versteinerungen führender Schichten nachweisen lässt, und dürfte dieses sehr erklärlich sein, wenn man der Annahme Raum gibt, dass die Ebene der falschen Schieferung, dem Fallen nach, mit der Richtung der Resultante der beiden bei Faltung der Schichten wirksam gewesenen Kräfte — der seitlich schiebenden und von oben drückenden Kraft — zusammenfällt.

Da, wo die Schichtungsflächen des Schiefers ein anderes Einfallen haben, als 45°, tritt die falsche Schieferung wieder auf und lässt sich, namentlich in der nordwestlich vom Winterthale belegenen Schieferpartie, deutlich wahrnehmen**). In letzterer treten auch, vorzugsweise an den Kuppen der Berge (des Rabenkopfes, Steinberges, Königsberges, Nordberges etc.), lagerartig zahlreiche Diabasmassen auf.

Trotz der vielfachen Faltung stehen am äusseren Harzrande die Calceolaschichten doch anscheinend nur einmal, und zwar in umgekippter Lage am Rammelsberge zu Tage, während weiter

*) Die barometrische Höhenmessung ergab 1959 Fuss,

„ trigonometrische „ „ 1948 „

**) Zur Orientirung ist die geognostische Karte der Umgebung des Rammelsberges beigelegt (s. Texttafel c).

südlich*) der Spiriferensandstein in mehreren Sätteln an die Oberfläche tritt und damit auch die Calceolaschiefer-Zone sich in mehrfachen Zügen beobachten lässt. Weiter südlich, bei Bockswiese, am Kahleberge und der Schalke etc. unterteuft das Devon das untere Kohlengebirge (die Culmschichten). Die Ueberlagerung des letzteren ist eine den Devonschichten concordante.

Erzlagerstätte.

Die Rammelsberger Erzlagerstätte setzt etwas unter der halben Höhe des Berges, in einem horizontalen Abstände von 280—300 m. (bei dem durchschnittlichen Einfallen von 45° einem normalen Abstände von 200 bis 215 m. entsprechend) von der Grenze zwischen Spiriferensandstein und Colceolaschiefer, im Wissenbacher Schiefer auf und nimmt hier local einen bestimmten geognostischen Horizont ein.

Sie besteht aus einer Anhäufung von mehr oder weniger grossen unregelmässigen Erzlinen, die im besagten Horizonte vor-, unter- und nebeneinander abgelagert sind.

Ihre grösste, bis jetzt durch den Bergbau aufgeschlossene streichende Längen-Ausdehnung beträgt rund 1200 m., die grösste normale Mächtigkeit 15—20 m., ja letztere steigt sogar da, wo das hangende Trum abläuft (s. weiter unten) bis 30 m. und darüber.

Mit Einschluss des durch den Bergbau noch nicht aufgeschlossenen Theiles der Lagerstätte lässt sich deren Schichtenniveau auf ca. 3 Kilometer Länge verfolgen und zwar nach Ost bis nahe an die das Devon überlagernde Trias, nach West dagegen über das Winterthal und den Herzberg hinaus bis ans Gosethal und vielleicht auch noch in den Hohekehl hinein; darüber hinaus scheint es nicht mehr fortzusetzen. Ob nach beiden Seiten hin, über das gegenwärtig aufgeschlossene Feld hinaus, noch bauwürdige Erzmassen vorhanden sind, muss der weitere Verfolg der unterirdischen Versuchsarbeiten lehren. Die nach beiden Richtungen hin ausgeführten Schurfarbeiten haben das Ausgehende der Lagerregion als erzleer, in theils stark verwitterten, braungefärbten, milden Gebirgsmassen — begleitet von linsenförmig eingelagerten Quarzkörpern — blossgelegt.

Mit dem Nebengestein hat die Lagerstätte gleiches Streichen und Fallen und nimmt an allen Störungen desselben Theil.

Aus letzterem Umstande erklärt sich die Entstehung des oben bereits erwähnten hangenden Trums, welches bislang irrig entweder als die Schieferschichten durchsetzend, oder als ein in transversaler Richtung auftretendes Nebeneinander-Vorkommen mehrerer Erzlinen betrachtet worden ist, und mannigfach zu falschen Anschauungen über die Natur der Erzlagerstätte Veranlassung gegeben hat. Es ist nämlich diese Abzweigung des Lagers ins Hangende**) (umgekippte Liegende) in Folge einer Zusammenschiebung der Schichten nach dem Fallen entstanden, wodurch ein Theil des Lagers übereinander geschoben; es ist eine scharfe Faltung in der Richtung des Einfallens, denn die Schiefer sind an den Begrenzungsflächen überall concordant gelagert (s. die Profile Texttafel d).

Somit stellt sich die Rammelsberger Erzlagerstätte, die von Delius als Stockwerk betrachtet, von Lasius***) „weder als Gang, noch Stock, noch Stockwerk, sondern als rhomboidalisches Erzparallelepipedum bezeichnet“; von von Böhmert†) als Erzflötz (das hangende Trum als Gang); von Reichertzer††) als stehender Stock und von Andern als liegender Stock angesehen worden, als ein wirklich lagerartiges Vorkommen dar, als ein Schichtungs-glied in den Wissenbacher Schiefen von unregelmässiger Plattenform und verhältnissmässig beschränkter

*) S. Profil nach A B (Texttafel d).

**) Wo hier vom Hangenden oder Liegenden des Lagers die Rede ist, ist damit immer das übergekippte ursprüngliche Liegende bezw. Hangende gemeint.

***) Dessen Harzgebirge, Theil II, S. 374.

†) Bergm. Journal 1793, S. 193.

††) Anleitung zur Geognosie etc. 1821, S. 264.

Ausdehnung, welches an den Veränderungen der ursprünglichen Lagerung theilgenommen und so seine gegenwärtige Lage erhalten hat. Für die letztere Annahme spricht der Umstand, dass die Textur der Erzmassen eine lagerartige und der Schichtung und der damit zusammenfallenden Schieferung des Nebengesteines parallele ist, dass ferner das hangende Nebengestein von anderer Beschaffenheit als das liegende sich zeigt, indem ersteres von Erz (meist Kupferkies, hie und da auch Bleiglanz) imprägnirt oder mit Erzschnürchen durchzogen ist, während dieses bei letzterem nicht der Fall. Hier ist der Schiefer erzleer und fester als am Hangenden. Dieser festere Schiefer am Liegenden gehört aber noch dem Lager-Horizonte an, während dessen eigentliche liegende (ursprünglich hangende) Begrenzungsfläche durch eine, auf die ganze Ausdehnung des Lagers zu verfolgende, milde, von zahlreichen Quarz- und Kalkspathschnüren durchzogene Schieferschicht charakterisirt ist.

Auch die Ausfüllung des Lagers ist am Hangenden eine andere als am Liegenden, hier waltet die Zinkblende, dort der Schwefelkies vor, und nimmt vom Hangenden nach dem Liegenden zu das specifische Gewicht der diese Ausfüllung bildenden dichten Erzgemenge ab, welches einer ursprünglichen horizontalen Ablagerung wieder vollständig entspricht, wenn man nie die Ueberkippung ausser Augen lässt. Ausserdem kommen sehr häufig im Schichtenverbande der Wissenbacher Schiefer Kalkstein-einlagerungen vor, die hinsichtlich ihrer Form viel Analogie mit derjenigen der Erzablagerung haben.

Als Lager ist das Rammelsberger Erzvorkommen auch schon von Gatterer (Anleitung, den Harz etc. zu bereisen — 1786, Bd. 2, S. 133/134), später von Hausmann (Bildung des Harzgebirges 1842, S. 132) angesehen, wird aber von Beiden irrig auf die Grenze zwischen Thon- und Grauwackenschiefer verlegt. Zimmermann in seinem „Harzgebirge“, Theil I, S. 318, drückt sich nicht bestimmt aus, sondern bezeichnet es als „Lager“ oder „liegenden Stock“. Cotta bezeichnet es als „liegenden Stock“.

Hinsichtlich der Entstehung des Rammelsberger Lagers sind auch die verschiedenartigsten Ansichten zu Tage gekommen.

Ohne dieses hypothetische Feld weiter zu betreten, möchte zu bemerken gestattet sein, dass die von H. Ahrend*) in dessen Beschreibung des Bergbaues am Rammelsberge (Berg- und Hüttenm. Zeitung, Jahrgang 1853/54) ausgesprochene Ansicht, wonach „das Rammelsberger Erzlager seiner Form und dem Vorkommen der Erze nach nicht gleichzeitig mit dem Gebirge, sondern im feurigflüssigen Zustande aus der Tiefe in die gesprengte Masse emporgedrungen zu sein scheint“, wohl die allerunhaltbarste ist. Dagegen dürfte die zuerst von Schuster**) in Nr. 36 Jahrgang 1867 der Berg- und Hüttenm. Zeitung ausgesprochene Meinung, „dass zur Zeit der Ablagerung der Wissenbacher Schiefer ein Meerbusen an der betreffenden Stelle vorhanden gewesen, der bei geschützter Lage eine ruhige Ablagerung der Hauptausfüllungsmassen des Lagers — sei es in Folge von Ergiessung metallischer Lösungen und deren Vermischung mit organischen Stoffen, sei es durch starke Anhäufung der Bestandtheile der Lagermasse an ruhiger Stelle und nachfolgender chemischer Reaction derselben aufeinander — ermöglicht habe“, wohl die grösste Wahrscheinlichkeit für sich haben.

Das östliche Feld der Erzlagerstätte, welches im Jahre 1859 bauwürdig aufgeschlossen wurde, hat man bislang wohl mit dem Namen „neues Lager“ — im Gegensatze zu dem Theile, in welchem der Bergbau schon Jahrhunderte umgegangen, dem „alten Lager“ — bezeichnet. In neuerer Zeit hat man diese Unterscheidung mehr und mehr fallen lassen, da beide Theile als ein zusammengehöriges, wenn auch in seinen Lagerungsverhältnissen gestörtes und dadurch in etwa getrenntes Ganzes zu betrachten sind.

Wie schon im Vorstehenden angegeben, besteht die Ausfüllung des Lagers nicht aus einer ununterbrochenen, plattenförmigen Erzmasse, sondern aus einer im Schichtenverbande des Nebengesteins

*) Vormals Königl. Hannoverscher und Herzogl. Braunschweigischer Oberbergmeister zu Goslar.

**) Bergrath a. D. in Hannover.

liegenden besonderen Gebirgsabtheilung, die nach dem Liegenden hin durch eine milde Schieferschicht scharf begrenzt zu sein scheint und nach dem Hangenden hin allmähig mit kiesiger Imprägnation des Nebengesteins (Kupferkniest) ohne charakteristische Begrenzung in die Gebirgsstructur übergeht, und in welcher, wie bereits erwähnt, ellipsoidische Erzkörper eingelagert sind.

Die Ausfüllung dieser Erzlinsen besteht vorzugsweise aus dichten Gemengen von:

- 1) Bleiglanz mit Zinkblende und Schwefelkies, worin bald letzterer, bald die Blende vorwaltet,
- 2) Bleiglanz mit Schwerspath, letzterer häufig vorwaltend, daneben wieder Blende und Schwefelkies, und
- 3) Kupferkies mit Schwefelkies (dem etwas Arsenikkies beigemischt ist); beide sind in den verschiedensten quantitativen Verhältnissen mit einander gemengt und selten frei von Bleiglanz und Blende, an deren Stelle auch wohl Schwerspath tritt.

Ganz reiner Schwefelkies kommt in der eigentlichen Erzmasse des Lagers kaum vor, nur an einigen Stellen im hangenden Nebengestein zeigt er sich in grösseren und kleineren Ausscheidungen.

Ebensowenig sind in der Erzmasse des Lagers Bleiglanz, Zinkblende und Kupferkies in reinen Stücken nachzuweisen, am ersten noch in oberen Teufen die Blende; wohl aber finden sie sich in Krystallen und krystallinischen Partien als Ausfüllung kleiner, das Lager quer durchsetzender Gänge.

Vorherrschend kiesige Ausfüllung findet sich im mittleren Theile des jetzt bekannten Feldes der Lagerstätte und tritt hier am Hangenden der Erzlinsen zuweilen sehr mächtig auf, wird nach dem Liegenden zu immer mehr und mehr mit Bleiglanz untermischt und zeigt sich hart am Liegenden oft nur als dichtes Gemenge von Bleiglanz und Schwerspath (Grauerz), in welchem letzterer vorherrscht.

Die westlichen und östlichen Extremitäten des aufgeschlossenen Erzfeldes, sowie diejenigen der meisten einzelnen Erzkörper, führen nur Bleierze der vorbezeichneten Beschaffenheit, die immer mehr und mehr in Grauerze, ja schliesslich in fast reinen, dichten, grauen Schwerspath übergehen, je mehr sie ihre Endschaft erreichen. Hiernach findet im Streichen eine analoge Aufeinanderfolge des Erzvorkommens statt, wie in der Richtung der Mächtigkeit, nur mit dem Unterschiede, dass dort eine gewisse Symmetrie sich zeigt, während hier das Verhältniss einseitig auftritt, indem die Bleierze vom Liegenden nach dem Hangenden hin allmähig in Schwefelerze (Schwefelkiesgemenge) übergehen.

Als beachtenswerthe Erscheinung verdient hierbei noch hervorgehoben zu werden, dass in dem sogenannten neuen Lager die erwähnte Aufeinanderfolge der Erze dem Streichen nach in der bezeichneten Symmetrie vollständig entwickelt sich zeigt und auch im „alten Lager“, wo sie in oberen Teufen weniger ausgesprochen vorliegt, in grösserer Tiefe (3. Strecke) sich nachweisen lässt. Berücksichtigt man dabei noch, dass die kiesigen Erzkörper, welche im mittleren Theile des neuen Lagers aufsetzen, weniger mächtig als die des entsprechenden Theiles des alten Lagers, dafür aber der Kupferkies im Kiesgemenge vorherrscht und letzteres fast in reinen, dichten Kupferkies übergeht (Gehalt an Cu geht bis 25 pCt.) und dass ausserdem auch in den Bleierzen der Schwefelkies zurück und der Schwerspath in den Vordergrund tritt, so documentirt sich dadurch ein so wesentlicher Unterschied des Erzes im neuen Lager gegenüber dem im alten Lager, dass es nicht schwierig ist, die einzelnen Stücke eines gemischten Haufwerkes nach diesem örtlichen Vorkommen zu trennen, was auch noch dadurch erleichtert wird, dass die Erze des neuen Lagers ein weit zarteres und innigeres Gefüge zeigen als die des alten.

Hiernach gewinnt die Wahrscheinlichkeit Raum, dass beide Lagerabtheilungen ursprünglich verschiedene, wenn auch nur wenig voneinander getrennte Schichten-Niveaus eingenommen haben, deren höheres wahrscheinlich durch die gegenwärtige östliche Lagerabtheilung occupirt gewesen ist. Fortgesetzte Beobachtungen der stratigraphischen Verhältnisse werden diese Frage noch klären.

Mineralien des Rammelsberger Erzlagers.

Die Mineralien des Rammelsberger Erzlagers lassen sich nach Fr. Ulrich *) am natürlichsten hinsichtlich der Zeit und Art ihrer Entstehung in 3 Klassen bringen, und zwar in folgende:

- 1) Mineralien, welche ursprünglich das Lager bildeten;
- 2) Mineralien, welche sich auf Spalten und Gängen in der Erzmasse finden, und
- 3) Mineralien, welche aus der Zersetzung der beiden vorstehend bezeichneten entstanden sind.

Ad 1. Was die erste Art anbetrifft, so sind dieselben bereits vorhin unter verschiedenen Beziehungen erwähnt. Sie bestehen aus Schwefelungen des Eisens, Kupfers, Bleies und Zinks, mit welchen schwefelsaurer Baryt sich mehr oder weniger häufig vergesellschaftet hat.

Die häufigste der Schwefelverbindungen ist der Schwefelkies, der, obgleich den Hauptbestandtheil des Erzes bildend, selten frei von andern Schwefelmetallen und fast nur derb vorkommt.

Kupferkies ist immer und in den verschiedensten Graden mit Schwefelkies gemengt.

Fahlerz findet sich unter den Mineralien des eigentlichen Erzlagers sehr selten und nur sporadisch eingesprengt.

Bleiglanz kommt meistens dicht, selten körnig vor. Mit Kiesen verwachsen bildet er die „melirten Erze“; mit Zinkblende, Schwefelkies und Schwerspath gemengt die eigentlichen Bleierze, welche bei vorwaltender Zinkblende mit dem Namen „Braunerze“, bei vorwaltendem Schwerspath als „Grauerze“ bezeichnet werden.

Zinkblende kommt meistens dicht, mitunter auch krystallinisch in der gelben, am häufigsten aber in der braunen Varietät vor.

Schwerspath bildet als dichte, graue, unkrystallisirte Masse an vielen Stellen die Hauptausfüllungsmasse des Lagers, in welcher meistens noch etwas Schwefelkies und Bleiglanz eingemengt sind.

Quarz ist als Seltenheit mit krystallinischer Zinkblende zusammen vorgefunden worden.

Die hier angeführten Mineralien setzen die dichten Erzmassen des Rammelsberger Lagers zusammen; der bei chemischen Untersuchungen und bei der Verhüttung sich ausweisende Bestand lässt jedoch noch auf andere Mineralspecies schliessen, die bislang in den Erzen mineralogisch noch nicht erkannt sind. Ausser Kupfer, Blei, Zink, Schwefel, Barium und Arsen finden sich nämlich noch Gold, Silber, Quecksilber, Wismuth, Mangan, Kobalt, Nickel, Antimon, Selen, Thallium und Indium.

Ad 2. Die Mineralien, welche sich auf den das Lager quer durchsetzenden Steinscheiden (schmalen Klüften und Gängen) finden, sind zunächst die oben bereits erwähnten; sie zeichnen sich aber vor jenen dadurch aus, dass sie morphologisch und chemisch viel vollständiger entwickelt sind.

Der Kupferkies findet sich hier rein und mitunter in den schönsten Krystallen. Unter gleichen Verhältnissen kommt Fahlerz vor. Bleiglanz zeigt sich ebenfalls in schönen Krystallformen, aber seltener; mit dem schönsten grossblättrigen Gefüge ist er in tadelloser Reinheit in neuerer Zeit als Ausfüllung eines der hier in Rede stehenden Gänge im Lager vorgekommen.

Zinkblende trifft man in den Steinscheiden derb und krystallinisch; gut ausgebildete Krystalle sind selten, und dann mit matten, unebenen Flächen.

Schwerspath findet sich krystallisirt, zumeist in tafelartigen Formen.

Ausser diesen Mineralien bilden die Ausfüllung der Spalten etc. noch Kalkspath, Galmei, Gyps, Spatheisenstein und Quarz.

Kalkspath ist eines der häufigsten Mineralien auf den Steinscheiden und füllt dieselben oft ganz aus; in Drusenräumen tritt er vorzugsweise in Form des ersten stumpfen Rhomboeders, combinirt mit der ersten hexagonalen Säule auf. Als Begleiter des Kalkspaths, die Krystalle desselben überziehend, erscheint der Galmei, dessen Bildung wieder im Causalnexus mit der des Gypses steht.

*) Die Mineralvorkommnisse in der Umgegend von Goslar. 1860. Halle, W. Plötz.

Indem nämlich durch Einwirkung von gelöstem schwefelsaurem Zinkoxyd auf das Aeussere der Kalkspathkrystalle kohlen-saures Zinkoxyd als Pseudomorphose nach kohlen-saurem Kalk sich bildete, entstand zugleich der Gyps in den ihm eigenthümlichen Krystallformen.

Spath-eisenstein, oder wohl richtiger Bitterspath, ist ein häufiger Begleiter des Kalkspaths, ebenso findet sich nicht selten Quarz, dicht und in schönen Krystallen. Alle diese Vorkommen haben jedoch nur ein mineralogisches Interesse und sind in Bezug auf die Gewinnung von verschwindender Bedeutung.

Ad 3. Die jüngsten Mineralgebilde des Rammelsbergs verdanken ihre Entstehung der Zersetzung des aus den vorerwähnten Mineralien bestehenden, früher in den Gruben als werthlos zurückgelassenen und somit zwischen den Bergversatz gerathenen Erzkleins. Der „alte Mann“, welcher sich hieraus gebildet hat, besteht aus einem Gemenge von schwefelsauren Salzen, Schiefer und Erzstücken und wird mit dem Namen Kupferrauch bezeichnet. In Folge fortgesetzter Einwirkung von Luft, Wasser und Wärme hat auch eine Zersetzung des Schiefers mehr oder weniger stattgefunden und die sulphatischen Massen haben mit diesem gemeinschaftlich sich zum Theil dermassen verhärtet, dass deren Gewinnung häufig durch Bohren und Schiessen erfolgen muss. In diesem Falle bezeichnet man sie mit dem Namen Atramentstein und unterscheidet rothen und grauen; ersterer, durch Eisenoxyd gefärbt, wird weniger geschätzt.

Kupferrauch sowohl als Atramentstein werden zur Darstellung von Vitriolen (Eisenvitriol, gemischter Vitriol) und Alaun verkauft; beide sind als eigentliche Mineralien nicht zu betrachten, vielmehr Gemenge verschiedener Mineralsubstanzen.

Die einzelnen Mineralien, welche sich im alten Manne finden, sind:

1. Eisenvitriol. Er kommt am häufigsten vor, selten aber krystallisirt, meistens stalaktisch und krystallinisch körnig, auch wohl als fasrig-seidenglänzendes Aggregat.

Durch fortschreitende Oxydation des Eisenoxyduls zu Eisenoxyd, bei verschiedenem Sättigungsgrade der Säure, haben sich drei andere Mineralien gebildet: 1) Botryogen, in äusserst kleinen rothen Krystallen, in traubigen Formen um einen gelben Kern gruppirt. Er kommt selten im Rammelsberge vor. — 2) Römerit, 1 bis 12 mm. grosse Krystalle von braunrother Farbe und im frischen Zustande stark glänzend, strahlig, traubig und körnig gruppirt (schwefelsaures Eisenoxyd-Oxydul mit Zinkoxyd und Wasser). — 3) Voltait (Eisenoxyd-Oxydul-Alaun), dunkelolivengrüne Krystallcombinationen von Octaeder, Würfel und Dodekaeder.

Misy — (Copiapit), Aggregate loser citrongelber Krystallschüppchen, bestehend aus wasserhaltigem basisch-schwefelsaurem Eisenoxyd.

Vitriolocher, das Endproduct aller Zersetzungen der Eisensulphate, findet sich theils in den Gruben, theils, mit den Grubenwassern fortgeführt, in Schlamm-sümpfen vor dem Stollenmund-loche. — Basisch schwefelsaures Eisenoxyd, gemengt mit Eisenoxydhydrat, und wird als Material zu Erdfarben verwendet.

2. Kupfervitriol, kommt selten vor und immer verunreinigt. Aus seinen Lösungen hat sich — durch reducirende Vermittelung organischer Substanz (Holz) etc. — metallisches Kupfer in schuppigen und dendritischen Formen abgeschieden; ausserdem geben diese Lösungen Veranlassung zur Gewinnung von Cementkupferschliech.

3. Zinkvitriol in Stalaktiten, krystallinisch stänglichen Massen, selten in Krystallen, findet sich nicht sehr häufig, zum Theil aber rein; zuweilen ist er durch Mangan röthlich gefärbt.

4. Gyps, häufig und in schönen Krystallen.

5. Haarsalz (locale Bezeichnung), weisse fasrige, seidenglänzende Efflorescenzen, wahrscheinlich Zink- und Eisenvitriol-Partien mit Magnesia- und Thonerdesulphat. Ihre chemische Natur ist noch ungenügend bekannt.

Allgemeines über den Rammelsberger Bergbau.

a. Geschichtliches.

Die Geschichte des Rammelsberger Bergbaues beginnt im 10. Jahrhundert und steht aller Wahrscheinlichkeit nach mit der Gründung der Stadt Goslar in innigem Zusammenhange.

Die sagenhaften Nachrichten über die Entdeckung des Erzlagers übergehen wir hier, und theilen überhaupt nur so viel Geschichtliches mit, als in den Rahmen dieser Arbeit hineinpasst.

Die Mehrzahl der alten Historiker setzt die Entdeckung der Erzlagerstätte in die Zeiten Kaiser Otto's I., während Einige dieselbe dem Kaiser Heinrich I. zuschreiben. Jedenfalls hat der Bergbau unter jenem erst Bedeutung erlangt, falls er auch unter diesem bereits begonnen wäre.

Danach ist unter den Angaben des Ursprungsjahres, als welches bald das Jahr 933, dann 968 etc. und 972 bezeichnet wird, jedenfalls letztere die zuverlässigste*). Sie findet sich auch in Honemann's Alterthümer des Harzes, worin über das Schicksal des Rammelsberger Bergbaues mitgetheilt wird, dass der Rammelsberg im Jahre 972 aufgenommen und 30 Jahre lang gebaut, 1006 zum ersten Male gefallen sei und 10 Jahre wüste gelegen habe; 1016 zum zweiten Male aufgenommen und 89 Jahre ununterbrochen gebaut, sei er 1105 zum zweiten Male gefallen und 6 Jahre ungebaut geblieben. Dritte Wiederaufnahme von 1111—1181, worauf 28 Jahre Ruhe gefolgt sei; vierte Bauperiode von 1209—1349, worauf dann der Berg wieder ein volles Jahrhundert Ruhe gehabt, indem die Wiederaufnahme des Bergbaues erst 1453 erfolgt ist.

Ueber die ersten Besitzverhältnisse der Rammelsberger Bergwerke geben die ältesten Nachrichten sehr wenig Auskunft. Zuverlässiger als diese chronikalischen Nachrichten sind folgende, den gefälligen Mittheilungen des Herrn Geheimen Bergraths Osthaus zu Clausthal über die Besitzverhältnisse des Rammelsbergischen Bergbaues entnommenen Angaben:

Der ganze Harzforst war Reichsgut; es ist deshalb auch nicht zu bezweifeln, dass der zur Zeit der sächsischen Kaiser aufgenommene Bergbau am Rammelsberge auf kaiserlicher Verleihung beruhte. Es lässt sich dies auch daraus schliessen, dass Kaiser Friedrich I. 1157 denselben unter vier Gewerkschaften vertheilte, die Stadt Goslar, die beiden dortigen Stifter St. Simonis & Judae und St. Petri, und das Kloster Walkenried, während er selbst im Mitgenusse der Erträgnisse desselben blieb.

1181, in dem Kriege gegen Heinrich den Löwen, zerstörte dieser die Bergwerke und Hüttenwerke bei Goslar. Um dem Bergbau wieder aufzuhelfen, verzichtete der Kaiser 1188 auf sein Mitbaurecht und behielt sich nur den Zehnten (richtiger den Dreizehnten) vor.

1235, bei der Aussöhnung der Welfen mit den Hohenstaufen, verliess Friedrich II. Otto dem Kinde das Bergregal im Harze (den Zehnten und das Gericht), und es erliess Herzog Albrecht der Grosse darauf 1271 die erste Bergordnung für den Harz, welche indessen wesentlich in einer Zusammenstellung bereits üblicher Rechtssätze besteht (cf. Wagner, Corpus juris metall. p. 1022). Es geht hieraus hervor, dass die vier oben genannten Gewerkschaften schon damals den Bergbau wieder an Einzelne afterlehnweise ausgegeben hatten. Ein Berg sollte 13 Gruben haben, jede Grube 13 Fuss, 5 Fuss in der Breite und 7 Fuss in der Länge, von der andern entfernt sein — eine dunkle Bestimmung, welche keinen Schluss auf die damals üblichen, jedenfalls sehr geringen, Maassen der Felder zulässt. Die Erze wurden an die Hüttenherren verkauft; die Hütten lagen zerstreut durch den ganzen Harzwald, wo Holz und Wasser die Gelegenheit bot. Noch jetzt finden sich bis selbst in die

*) Zu jener Zeit war die Sucht nach Gewinn durch Bergbau so gross, dass nach Klostermann (Zeitschrift für Bergrecht. 1872. Heft 1.) in den Jahren 870 bis 948 dem Verlassen der Feldarbeit und dem Zudrange nach den Bergwerken durch gesetzliche Verbote gesteuert werden musste. Der Metall-Bergbau war damals, und noch einige Jahrhunderte später, das einzige oft reichen Gewinn bringende Gewerbe, das Suchen nach metallischen Lagerstätten ein sehr eifriges, und da das Rammelsberger Lager ohnbezwweifelt edel zu Tage ausging, so ist sein frühzeitiges Auffinden ohne Zuhülfenahme sagenhaften Zufalls leicht erklärlich.

Gegend von Elbingerode (in einer Entfernung von etwa 10 Meilen) im Walde Schlackenhausen und Reste Rammelsbergischer Erze, von alten Hüttenbetrieben herrührend.

1310 hatte die Stadt Goslar, deren Bestreben stets dahin ging, den Rammelsbergischen Bergbau in ihre Hand zu bringen, schon die Antheile der beiden Stifter an sich gebracht; die Gemeinschaft mit dem Kloster Walkenried, bis dahin pro partibus divisus, wurde in eine Communio pro partibus indivisus verwandelt.

Noch näher kam die Stadt jenem Ziele, als 1356/59 die Herzöge Ernst der Aeltere und Ernst der Jüngere Zehnten und Gericht am Rammelsberge dem von Gowische für 800 Mark Silber verpfändeten, und dieser seine Rechte an das Collegium der Sechsmänner zu Goslar, welche Namens der grossen Gewerken die Verwaltung des Bergbaues am Rammelsberge führten, abtrat. 1378 wurden diese genöthigt, Zehnten und Gericht dem Rathe zu Goslar weiter zu verpfänden.

1359 erliess der Rath zu Goslar eine neue Bergordnung. Hiernach soll ein Berg 13 Gruben (zwölf Gruben und eine Fundgrube) haben, sechs vorwärts und sechs rückwärts; die mittelste, wo man zuerst eingeschlagen hat, ist die Fundgrube; zwischen jeglicher Grube 13 Fuss. Die Gewerkschaften (damals die Stadt Goslar und das Kloster Walkenried) ertheilten Afterbelehnungen, und diese wiederum wurden bis zu Acht- und Sechszehntheilen zersplittert. Der Zehnte, den der Rath zu Goslar bezog, bestand im 13. Korbe Erz, während die Gewerken („Gemeine Gewerken“, zum Unterschiede von den Afterbelehnten genannt) von diesen den neunten Scherben Erz und die dritte Tonne Kupferrauch bezogen.

Bei dieser Zersplitterung und der Schwierigkeit, grössere Anlagen zur Aushilfe durchzuführen, kam der Bergbau um diese Zeit immer mehr herunter, hauptsächlich durch die gesteigerte Wassernoth der Gruben. Der Rath suchte Aushilfe zu schaffen durch Herbeiziehung neuer „Gemeiner Gewerken“, und so finden wir um 1460 als solche noch die Stadt Lüneburg, das Stift Verden, das Kloster Scharnbeck, die Grafen von Mansfeld etc. Indessen war dies vorübergehend. 1494 war der Bergbau in allen seinen wesentlichen Beziehungen so gut wie ausschliesslich im Besitze der Stadt Goslar, die Bergwerksstatuten des Rathes von 1494 (cf. Wagner a. a. O. S. 1034) nehmen den Bergbau als ein ausschliessliches Recht der Goslarschen Bürger in Anspruch; Niemand soll seinen Theil daran ohne Genehmigung des Rathes und an Auswärtige veräussern; ebensowenig aus dem Berge gewonnene Erze an einen Andern, als einen Goslarschen Bürger verkaufen. Dasselbe gilt von den Hüttenwerken und den auf diesen gewonnenen Metallen, welche an den Rath zu Goslar verkauft werden müssen. Zugleich bestellt und beeidigt der Rath sämtliche Berg- und Hüttenbeamte; die Sechsmänner haben als Mitglieder des Rathes nur noch den Betrieb zu beaufsichtigen; Bergrichter ist der sitzende Bürgermeister.

Eine Wendung der Dinge trat indessen bald ein. Der thatkräftige Herzog Heinrich der Jüngere von Braunschweig brachte zunächst die Rechte seiner Agnaten in seine Hand und schritt dann dazu (1527), den Zehnten und das Gericht am Rammelsberge beim Rathe zu Goslar wieder einzulösen. Er nahm sofort die bergherrlichen Rechte in Anspruch und erklärte den Bergbau am Rammelsberge, so weit er nicht bereits verliehen, für frei, nach Maassgabe seiner 1524 ursprünglich für den Oberharz erlassenen Bergfreiheit.

Hieraus entsprangen weitläufige Streitigkeiten, Prozesse und Fehden, da der Rath sich nicht fügen wollte, welche Anfangs für den Herzog, der im Kriege mit den Schmalkaldischen Verbündeten besiegt, von 1542 bis 1547 aus dem Lande vertrieben war, ungünstig verliefen. Der Magistrat von Goslar ergriff wieder Besitz von den früheren Rechten und erliess 1544 eine neue Bergordnung und 1546 sogar eine Freierklärung des Bergbaues in den gesammten Forsten der Stadt Goslar (welche damals von der Oker und Innerste begrenzt wurden).

Nach der Wiedereinsetzung Herzog Heinrichs in sein Land schritt er sofort hiegegen wieder ein. In der gegen die Stadt geführten Fehde zwang er sie durch die Verträge zu Riechenberg 1552 und zu Goslar 1553 nicht nur zur Abtretung des grössten Theils der Goslarschen Forsten im Oberharze, sondern auch zur Abtretung des Rammelsberges mit dem zugehörigen Grund und Boden und

zum Verzicht auf die bergherrlichen Gerechtsame in diesem Gebiete und in der der Stadt verbleibenden Forst.

1552 wurde eine neue Bergordnung für den Rammelsberg (Wagner a. a. O. p. 1058) erlassen; diese 1555 — unter Ausdehnung auf die Braunschweigischen Theile des Oberharzes — vermehrt (Wagner a. a. O. p. 1066) und 1556 ein besonderes Bergfreiheits-Patent für den Rammelsberg, Herzberg und die umliegenden Berge ausgegeben.

Wenn nun auch hierdurch die alten Besitzverhältnisse an den im Rammelsberge bestehenden Gruben nicht geändert wurden, so trat doch in sofern eine ganz neue Verfassung ein, als diese nunmehr der für den Oberharz bestehenden, nach Muster der joachimsthaler und sächsischen erlassenen Bergordnung nachgebildet wurde. Der Herzog ernannte einen Bergmeister, 4 Geschworne, Schichtmeister und Hüttenbeamte, sowie einen Zehntner. Die gewonnenen Erze mussten an die Hüttenherren (denen zu bestimmten Preisen das nöthige Holz aus den Forsten geliefert wurde) abgegeben und die Metalle von diesen gegen bestimmte Preise (10 florin für die Mark Brandsilber, 29 Groschen für den Centner Blei, 6 Groschen für die Tonne Schwarz-Kupferrauch, 12 Groschen für die Tonne Weiss-Kupferrauch) an den Zehntner geliefert werden. Ausserdem wurde anstatt des bisherigen Dreizehnten der Zehnte gefordert. Es ist begreiflich, dass unter diesen Bedingungen der Bergbau durch die bisherigen kleinen Grubenbesitzer nicht auf die Dauer haltbar war, wenn auch nicht die trotz der abgeschlossenen Verträge noch ein volles Jahrhundert fortdauernden Streitigkeiten zwischen den Braunschweigischen Herzögen und der Stadt Goslar erstere wenig geneigt gemacht hätten, den Interessen der Stadt — als Gewerkin — und der Grubenbesitzer entgegen zu kommen. Obwohl für die Hebung des Bergbaues durch Fortführung des Meissner Stollens, durch den Bau des Julius-Fortunatus-Stollens und durch bessere Verwerthung der Producte des Bergbaues auf den Hütten viel geschah, wurden doch die Gruben allmählig und mussten von der Bergherrschaft zum Properbergbau übernommen werden. Nur der Magistrat zu Goslar hielt die für eigene Rechnung betriebenen 4 Gruben, „Rathstiefstes“, „Jnny“, „Liederfüll“ und „Eschenzoll“ fest, obwohl der Bau derselben keinen Vortheil brachte und später nur mit Unterstützung durch die Bergherrschaft gehalten werden konnte.

Der Tod des Herzogs Friedrich Ulrich von Braunschweig-Wolfenbüttel, mit welchem diese Linie 1634 ausstarb, brachte eine wesentliche Aenderung in den Besitzverhältnissen. Nach Vertrag vom 14. December 1635 beschlossen die erbenden Agnaten, den Rammelsbergischen Bergbau nebst Hüttenwerken, die Städte Zellerfeld, Wildemann, Grund und Lautenthal nebst zugehörigen Forsten, die Eisenhütte zu Gittelde und das Salzwerk Juliushalle ferner gemeinschaftlich, pro partibus indivisis zu besitzen. Nach der Zahl der Agnaten wurden die Theile so festgestellt, dass die Lüneburgische (Celle'sche) Linie $\frac{3}{7}$, die Dannenbergische, welche in Braunschweig succedirte, $\frac{2}{7}$, und die Harburgische Linie gleichfalls $\frac{2}{7}$ erhielt. 1642 starb auch letztere Linie aus, und deren $\frac{2}{7}$ wurden unter die beiden andern getheilt, — ein Antheilsfuss, der noch jetzt besteht, nachdem der Celle'sche, später Königlich Hanoversche Antheil auf die Krone Preussen übergegangen ist.

Nach den über diese Gemeinschaft abgeschlossenen Verträgen wurde die gesammte Verwaltung mit allen Hoheitsrechten und einschliesslich des Bergbaues und der Hütten durch gemeinschaftlich ernannte Beamte, die Berghauptmannschaft zu Zellerfeld und die Communion-Bergämter zu Zellerfeld und zu Goslar geführt. In den Jahren mit gerader Zahl führte Hannover, in den mit ungerader Zahl Braunschweig den Vorsitz.

Dieses Verhältniss bestand für die ganze ältere Communion bis 1788, in welchem Jahre über den oberharzischen Theil derselben eine Auseinandersetzung statt fand, während nur die unterharzischen Werke (der Rammelsberg, die Okerschen und übrigen Hüttenwerke, der Zehnte in Goslar und die Saline Juliushalle mit ihrem Territorium) ferner gemeinschaftlich verblieben.

Inzwischen hatte der eigene Bergbau der Stadt Goslar mit besonderer Unterstützung der fiscalischen Verwaltung noch immer sein Dasein gefristet, wenn auch schon in der letzten Periode die Leitung des Betriebes für Rechnung der Stadt ganz in die Hand des Bergamts übergegangen

Sonder-Abdruck aus der Zeitschr. f. Berg-, Hütten- u. Salinenwesen XXV.

war. 1820 endlich wurde ein Vertrag mit der Stadt abgeschlossen, wonach die letzten Gruben und der städtische Vitriolhof gegen Zahlung von 1000 Thaler Gold in den Besitz der Communion-Verwaltung überging.

Nachdem übrigens 1849 die Saline Juliushalle an Braunschweig abgetreten, und 1868 die Eisenhütte zu Gittelde verkauft worden war, ist durch Vertrag zwischen den beiden Communion-Herrschaften vom 9. März 1873 auch das bisher noch gemeinschaftlich verbliebene Communion-Gebiet mit allen Hoheitsrechten getheilt worden, und je nach der Belegenheit der einzelnen Stücke entweder Preussen oder Braunschweig zugefallen. Gemeinschaftlich, nach den Quoten von $\frac{4}{7}$, bez. $\frac{3}{7}$, ist nur noch das Eigenthum und der Betrieb der Berg- und Hüttenwerke mit ihrem Zubehör an Grund und Boden.

b. Bergbaubetrieb.

Was den eigentlichen Bergbau im Rammelsberge selbst betrifft, so möge zur allgemeinen Orientirung darüber die nachstehende Skizze dienen.

Grubenfeld.

Das gegenwärtige Bergbaufeld umfasst einen Flächenraum von rund 22,809000 □m. = 2280 ha. 90 a. ausschliesslich der an Private verliehenen Felder von zusammen 7,137131 □m. oder 713 ha. 71 a. 31 qm., und verbreitet sich mit der letztern über die ganze Goslar'sche Stadtforst. In obigem Felde ist die Bergbaugerechtsame zum grossen Theil (auf 22,384,845 □m.) vom Grundeigenthume abgetrennt, der übrige Theil, und zwar derjenige, in welchem gegenwärtig der Bergbau umgeht, ist Grundeigenthum der Communion-Herrschaften.

Vorrichtung.

In dem bebauten Theile der Lagerstätte ist man bis auf 300 m. Tiefe vom Ausgehenden ab niedergekommen; dem Streichen nach erstrecken sich die Baue, wie bereits weiter oben bemerkt, auf 1200 m. Länge. In einer Teufe von 86 m. unter dem Ausgehenden ist erst zu Anfang dieses Jahrhunderts ein Hauptförderstollen von der Thalsehle aus querschlägig an die beiden Hauptschächte herangetrieben. Im Niveau dieses Stollens ist in neuerer Zeit (seit 1869) die oberste Hauptbausohle vorgerichtet und das östliche Grubenfeld — nachdem man die Hauptförderstrecke als Umbruch im liegenden Nebengestein neben den alten Bauen hindurch und weiter fortgeführt hatte — damit in freundlichen und ergiebigen Erzanbrüchen aufgeschlossen. In Abständen von je 75—80 m. untereinander sind, dem neuern Betriebsplane gemäss, die tieferen Bausohlen (gegenwärtig noch drei: die Tiefe-Stollen-Sohle, dritte Strecke und siebente Streckensohle) in Vorrichtung begriffen.

In den alten Bauen liegen die Streckenhorizonte viel näher und in ungleichen Abständen untereinander, so dass man oberhalb des Tiefen-Stollens bis zur Tagesförderstrecke 4 bzw. 5 und von hier ab tiefer 9 bzw. 6 verschiedene Bausohlen zählt, je nachdem sie mit dem östlichen oder westlichen Hauptschachte — dem Kanekuhler oder Serenissimorum Tiefsten Schachte — in Verbindung stehen.

In den meisten dieser Bausohlen, mit Ausnahme der tieferen, wo regelmässiger Bau umgeht, wird eine noch sehr ergiebige Nachlese betrieben.

Von den beiden genannten Hauptschächten ist der letztgenannte, dessen Hängebank in der Tagesförderstreckensohle liegt, ein blinder; der erste dagegen führt zu Tage aus. Beide Schächte sind vorgeschlagen, d. h. im Hangenden der Lagerstätte angesetzt und mit geringer Tonnlage so abgeteuft, dass sie im Niveau des Tiefen-Stollens die Lagerstätte durchteufen und oben mit den Bauen durch ins Liegende, unten durch ins Hangende getriebene Querschläge communiciren. Sie dienen beide zur Förderung, Wasserhaltung und Fahrung zugleich.

Der Kanekuhler Schacht ist im Jahre 1873 vom Tage ab neu ausgebaut, dabei erweitert, nachgerichtet und in dem letztverflossenen Jahre mit einer neuen Dampfmaschinen-Förderungs- und Wasserhaltungs-Anlage versehen.

Zu diesen beiden Hauptschächten ist seit 1870 ein neuer, der „flache Schacht“, gekommen, welcher bis zu Anfang 1874 vom Tage ab bis auf die Sohle des Tiefen-Stollens mit 201 m. flacher Teufe niedergebracht wurde und 160 m. Saigerteufe einbringt. Er liegt 436 m. östlich vom Kanekuhler Schachte und ist mit 45° Tonnlage so angesetzt, dass er unmittelbar zur Vorrichtung des Abbaues dienen kann; daneben erfüllt er den wichtigen Zweck eines Wetterschachtes und dient zur Einförderung der Versatzberge in die östliche Grubenabtheilung.

Von den vielen alten Schächten, die bei der früheren weitgehenden Theilung des Feldes und bevor die querschlägige Verbindung mit der Thalsole hergestellt war, existirten, sind noch 6 im Gebrauche, wovon einer, der Winkler-Schacht, 44 m. tief, zur Förderung allein, einer, der Tages-schachter Fahr-schacht, 30 m. tief, zur Fahrung allein und die 4 übrigen: der „Deutsche Wetter-schacht“, „Voigtsche Wetterschacht“, „Junyer-“ und „Lüdersüller-Wetterschacht“, von bzw. 152, 150, 130 und 100 m. Tiefe, lediglich zur Wetterlosung dienen.

Abbau und Gewinnung.

Der Abbau wird frstennässig zum breiten Blicke geführt. Der Aushieb beginnt in der tiefern Bausohle in der ganzen Lagermächtigkeit und steigt, von einem mit der obern Sohle communicirenden Nebenschachte (Bauabsinken) aus in Angriff genommen, allmählig terrassenförmig in die Höhe. Der Bergversatz wird — abweichend gegen früher — bis unter die feste Firste nachgeführt und werden darin nur die Arbeits- und Communicationsräume offen erhalten. Der letzte Stoss (Deckelstoss) wird streifenweise der Quere nach mittelst Getriebe-Arbeit hinweg genommen. Die Förderstrecken werden als Umbrüche ins liegende Nebengestein gelegt oder hart am Liegenden durch Gewölbe-mauerung hergestellt und daneben von kleinen Querschlägen aus die Rollschächte (Absturzschächte) — soweit es thunlich, saiger — in die Höhe geführt.

Die Erzgewinnung geschieht der Hauptsache nach durch Bohren und Schiessen, wobei die vormalige zweimännische Bohrarbeit vollständig durch einmännische ersetzt ist. Vortheilhaft haben sich hierbei Stahlbohrer bewährt.

Das Feuersetzen, früher die Hauptgewinnungsarbeit im Rammelsberge, wird gegenwärtig nur in geringem Maasse an ganz dazu geeigneten Punkten angewandt. Da mit den Fortschritten der Sprengtechnik und in Folge der gesteigerten Preise des Brennholzes, ferner durch die gegenwärtigen Formen des Abbaues, mit denen man zur Erleichterung der Gewinnung die Spannung des Gesteins möglichst zu mindern sucht, die günstigen Bedingungen für Anwendung des Feuersetzens geschwunden sind, vergleichende Versuche auch dargethan haben, dass dasselbe an den wenigen noch dafür geeigneten Punkten nicht billiger kommt als die Sprengarbeit mit Pulver und Dynamit, so wird die Zeit nicht mehr fern sein, wo diese Gewinnungsart nur noch eine bergmännisch-historische Bedeutung haben wird.

Gegenwärtig wird sie aus dem Grunde in geringem Maasse noch angewendet, weil sie gestattet, mit wenig Mannschaft über Feiertage Erz zu gewinnen.

Augenblicklich ist man damit beschäftigt, beim Abbau die Maschinen-Bohrarbeit*) einzuführen.

Förderung.

Zur Förderung auf den Strecken dienen vorzugsweise Wagen, die auf T-Schienengeleisen laufen. Karrenförderung ist nur noch an wenigen Punkten, wo die Räumlichkeiten etc. die Anlage von Schienenwegen nicht gestatten und die Geringfügigkeit der Förderquantitäten die Förderung auf solchen nicht vortheilhaft erscheinen lassen, in Anwendung.

In den beiden Hauptschächten werden die Erze bis auf die Tagesförderstrecke gefördert und von hier auf die Halde gelaufen. Ausserdem erstreckt sich die Förderung in diesen Schächten auf das

*) Ist seit dem 31. Juli 1876 ununterbrochen im Gange.

Einhängen des bedeutendsten Theiles der Versatzberge, welche vorzugsweise vom Tage ab in die Gruben gebracht werden müssen, da beim Abbau kein taubes Gestein fällt.

Gegenwärtig beläuft sich die jährliche Bruttoförderung an Erzen auf rund 600000 Ctr. und das einzuhängende Material zur Ausfüllung der ausgehauenen Räume auf ca. 280000 bis 300000 Ctr., im Volumen demjenigen des ausgeführten Erzes nahezu gleichstehend.

Zur Schacht-Förderung dienen eine Zwillings-Dampfmaschine und zwei unterirdische Wasserradgöpel.

Wasserhaltung.

Zur Gewältigung der Grundwasser dienen zwei Radkünste, mit gewöhnlichen Kunstsätzen versehen, im Serenissimum Tiefsten-Schachte. Die Räder haben ca. 30 Fuss Höhe und liegen ebenfalls in der Grube unterhalb der beiden vorhin beregten Kehrräder, so dass hier vier Gefälle untereinander ausgenutzt werden.

Die Gewältigung der Grundwasser im Kanekuhler Schachte geschieht seit Ende September 1875 durch die neue Wasserhaltungsdampfmaschine mittelst vier Drucksätzen von je 40 m. Höhe und 130—220 mm. Plungerdurchmesser.

Die von den Künsten gehobenen Wasser haben auf dem Tiefen Julius Fortunatusstollen, welcher in der Nähe des breiten Thor's bei der Stadt Goslar ausmündet und ca. 80 m. Tiefe unter der Tagesförderstrecke einbringt, ihren tiefsten natürlichen Abfluss. Dieser Stollen, unter dem Namen Meissner Stollen begonnen, wurde im Jahre 1585 mit den Rammelsberger Grubengebäuden durchschlägig. Ausserdem ist noch ein höherer, noch früher herangetriebener Stollen, der Obere Julius Fortunatus Stollen — 26 m. Tiefe unter der Tagesförderstrecke einbringend — vorhanden, der noch als Abfallrösche und zur Abführung der den darüber belegenen Bauen zusitzenden Wasser benutzt wird.

Grubenausbau.

Derselbe besteht vorzugsweise in Mauerung, zu welcher die Steine in einem oberhalb des Kanekuhler Schachtes im Spiriferensandsteine belegenen Steinbruche gewonnen und, nachdem sie von hier aus auf einer geneigten Schienenebene bis zur Hängebank abgebremst worden sind, durch den bezeichneten Schacht eingehängt werden. Zimmerung wird in Schächten und Strecken ebenfalls in ausgedehntem Maasse angewendet und durch die vitriolischen Wasser lange conservirt.

Die Wetterlosung wird auf natürlichem Wege beschafft und bedarf nur an wenigen Punkten der künstlichen Nachhilfe durch Wetterlütten. Sie wird in mehreren, in sich abgeschlossenen Systemen bewirkt und erfordert zur Abführung des Rauchs und der Brandgase beim Feuersetzen eine vorsichtige Beachtung und regelmässige Unterhaltung.

Erzscheidung.

Je nachdem die Erze an solchen Punkten der Grube gewonnen werden, wo vorzugsweise Bleierze anstehen, oder an solchen, wo die Lagerausfüllung vorwaltend kiesiger Natur ist, unterscheidet man rohe Bleierze und rohe melirte Erze. Jede Sorte wird für sich gefördert und, nachdem sie im Vorhause auf einer (seit Anfang 1875 aufgestellten) Brückenwaage gewogen, gesondert für sich auf die Erzhalde aufgestürzt. Jedes Haufwerk enthält der Natur des weiter vorhin beschriebenen Erzvorkommens nach die verschiedenen nachstehend bezeichneten Erzsortimente, das erstere jedoch die Kupferkies haltigen in weit minderem Grade als das letztere.

Die Erze aus dem sogenannten neuen Lager werden ihrer von den übrigen abweichenden Beschaffenheit wegen ebenfalls für sich abgestürzt.

Die hereingewonnenen Erze werden zunächst in der Grube auf eine der Förderung angemessene Grösse gebracht, bei welcher die gröberen Stücke etwa $3-3\frac{1}{2}$ Cubikdecimeter halten und 2,5 — 3 kg. wiegen. Alles Erz, was bei der Gewinnung und nachfolgenden Zerkleinerung unter Taubenei-Grösse vorliegt, wird ausgehalten, für sich als „Grubenklein“ zu Tage gefördert und als Material zum Verwaschen in die Brandstaubwäsche geliefert. Hierher gelangt auch das beim Feuersetzen gewonnene Erzklein mit den Ueberbleibseln der Brände, der Brandstaub; daher die Bezeichnung der Wäsche.

Ausser diesen Roherzen: Bleierzen, melirten Erzen, Grubenklein und Brandstaub — welch letztere beide, je nachdem sie kiesig oder bleiig sind, getrennt gehalten werden — kommt noch der Kupferkniest und Kupferrrauch zur gesonderten Förderung.

Bei der Förderung und weitem Verarbeiten auf der Halde wird von den gröberen Erzen das Haldenklein als Rohmaterial zum Verwaschen in Grösse des Grubenkleins ausgehalten.

Die gröberen Stücke werden auf der Halde dem äusseren, frisch durch Anschlagen hervorgebrachten Ansehen nach sortirt, und zwar nach Art des Erzes und Gehalt desselben an Metallen und dabei Unhaltiges und zu Geringhaltiges (bei den Bleierzen Grauerz und unter 6% Pb. haltende Erze) ausgehalten.

Aus dem Kupferknieste wird das taube Gestein entfernt.

Eine Trennung der verschiedenen Gemengtheile der Erze durch weitere Zerkleinerung, Classirung und nasse Aufbereitung ist der Innigkeit dieses Gemenges und des geringen Unterschiedes im specifischen Gewichte der einzelnen Mineralien wegen entweder gar nicht oder doch nur in höchst unvollkommener und unvortheilhafter Weise ausführbar, wie in letzterer Zeit noch die Versuche mit Grauerzen und dichten Braunerzen dargethan haben. Der einfache Aufbereitungsprocess, dem das Haldenklein, Grubenklein und der Brandstaub in der Brandstaubwäsche unterworfen wird, besteht in einer Classirung nach der Korngrösse und einer Absonderung der mechanisch beigemengten Verunreinigungen und wird durch Siebe bzw. Setzmaschinen und Durchlasse bewirkt. Die Waschproducte sind:

Waschkern, von Taubenei- bis mittlere Bohnengrösse;

Gräupel, von Bohnen- bis Linsengrösse und

Schliech, das unter die bez. Grössen hinabgehende Erzklein.

Alle 3 Sortimente werden aus dem Klein von rohen Blei- und rohen melirten Erzen getrennt producirt.

Von den fertigen Bergwerksproducten werden die eigentlichen Erzsorren, mit geringen Ausnahmen, an die Communion-Hüttenwerke und Fabriken abgegeben.

Ueber Eintheilung und Zusammensetzung dieser Producte verbreiten sich die nächstfolgenden Vorbemerkungen zu den unterharzer Hüttenprocessen.

Der Kupferrrauch wird an Vitriollaugereien verkauft.

Die Gewinnung von Eisenoher aus den dem Werke zugehörigen, vor dem Mundloche des Tiefen-Julius-Fortunatus-Stollens belegenen Schlammstümpfen ist an Private verpachtet.

Die Unterharzer Hüttenprocesse.

Von Herrn Bräuning zu Oker.

(Hierzu Atlastafel II-VIII.)

A. Vorbemerkungen.

1) Sortirung und Zusammensetzung der Erze.

Die beim Rammelsberger Bergbau geförderten Erze werden behufs ihrer hüttenmännischen Verarbeitung in folgende 5 Sortimente geschieden: 1. Bleierze, 2. melirte Erze, 3. reiche Kupfererze, 4. ordinäre Kupfererze, 5. Kupferkniest.

Die Bleierze enthalten als Hauptbestandtheile Blende, Schwefelkies, Bleiglanz und Schwerspath. Bei der Sortirung dieser Erze wird auf die Erzielung eines Bleigehaltes hingewirkt, der unter 6 pCt. nicht hinabgeht, im Durchschnitt aber nach der Schwefelsäureprobe (siehe unten) 8 bis 9 pCt. beträgt. Die relativen Mengen der übrigen Bestandtheile sind erheblichen Schwankungen unterworfen, indem mitunter der Schwefelkies ganz zurücktritt und durch Schwerspath ersetzt wird (Grauerze), während in anderen Fällen die Blende im Verhältniss zu allen übrigen Bestandtheilen überwiegt (Braunerze).

Die melirten Erze bestehen aus einem Gemenge von Blende, Schwefelkies, Bleiglanz, Kupferkies und Schwerspath. Die beiden zuerst genannten Mineralien herrschen in der Regel vor; Bleiglanz und Schwerspath treten im Vergleich zu den Bleierzen mehr zurück und werden zum Theil durch Kupferkies vertreten.

Die ordinären Kupfererze enthalten als Hauptbestandtheile Kiese und zwar vorherrschend Schwefelkies. Daneben tritt Kupferkies in solcher Menge auf, dass der durchschnittliche Kupfergehalt der Erze etwa 7 bis 8 pCt. beträgt. Als Nebenbestandtheile kommen Blende und Bleiglanz vor, Schwerspath verschwindet fast ganz.

Die reichen Kupfererze bestehen vorwiegend aus Kupferkies, der jedoch stets von wechselnden Mengen Schwefelkies begleitet wird. Daneben treten Blende, Bleiglanz und Schwerspath in das Erzgemenge ein.

Als Kupferkniest bezeichnet man den im Nebengestein des Rammelsberger Lagers vorkommenden, mit Kiesen imprägnirten Wissenbacher Schiefer. Der sehr wechselnde Kupfergehalt dieses Erzes beträgt im grossen Durchschnitt 4 bis 5 pCt.; dessen Gehalt an Kiesen (vorwiegend Kupferkies und Schwefelkies) ist auf 25 bis 40 pCt. zu veranschlagen.

Die sämmtlichen Rammelsberger Erze sind gold- und silberhaltig. Der Silbergehalt schwankt zwischen 0,01 und 0,02 pCt., während der durchschnittliche Goldgehalt der Erze sich indirect aus dem Gehalte der güldischen Blicksilber zu 0,00005 bis 0,0001 pCt. berechnet. In technischer Beziehung ist es noch von Bedeutung, dass die Rammelsberger Erze geringe Mengen von Mangan, Cobalt, Nickel, Wismuth, Arsen und Antimon führen; endlich ist noch zu bemerken, dass theils in den Erzen, theils in den daraus erhaltenen Zwischenproducten Spuren von Quecksilber, Cadmium, Selen und Thallium nachgewiesen worden sind.

Näheren Aufschluss über die Zusammensetzung der Rammelsberger Erze geben die nachstehenden, im Laboratorium zu Oker ausgeführten Analysen:

	Cu	Pb	Ag	Fe	Zn	Mn	Co+Ni	As+Sb	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaOCO ₂	MgOCO ₂	BaOSO ₃	S	Summa
Bleierze % . . .	0,55	11,79	0,016	11,86	23,86	2,18	0,04	0,12	1,06	1,81	3,72	0,89	15,97	25,00	98,866
melirte Erze % . . .	5,06	9,52	0,016	16,26	18,99	1,75	0,06	0,12	1,53	2,02	1,91	0,56	13,77	27,18	98,746
reiche Kupfererze %	15,66	4,88	0,017	25,32	7,90	1,64	0,04	0,10	0,87	0,94	2,21	0,42	6,66	32,89	99,547
ordin. Kupfererze %	7,90	2,17	0,010	34,93	3,71	1,08	0,08	0,08	1,70	2,61	2,32	0,74	0,63	41,08	99,04

2) Probirung der Erze und Hüttenproducte.

Da die Beschaffenheit der Rammelsberger Erze eine sehr wechselnde ist, so werden die Hauptbestandtheile derselben, welche auf die zu wählende Zugutemachungsmethode und auf die Werthbestimmung einen Einfluss ausüben können, monatlich durch Betriebsproben nach folgenden Grundsätzen ermittelt. Man entnimmt von je 500 bis 1500 Ctr. Erz, welches zuvor durch maschinelle Vorrichtungen oder durch Handarbeit zu Stücken bis zu Faustgrösse zerkleinert ist, durch Kreuzung einige Centner Probenmaterial, pocht dasselbe unter den Stempeln des Pochwerks fein und entnimmt sodann durch Verjüngung die Durchschnittsprobe, welche im Mörser vollständig feingestossen und sodann durch ein feines Sieb geschlagen wird.

Die so erhaltenen Proben werden im Betriebslaboratorium in Oker auf Silber, Blei, Kupfer, Eisen, Zink und Schwefel nach folgenden Methoden untersucht, welche darauf berechnet sind, eine möglichst schnelle und dabei doch für technische Zwecke genügende Ausführung der zahlreichen Untersuchungen zu gestatten.

a) Das Blei wird durch die sogenannte Schwefelsäureprobe bestimmt, welche bei geringprocentigen Erzen genauere Resultate ergibt, als die alleinige Anwendung der trocknen Probe. Es werden 1 bis 2 Probircentner (3,75 bis 7,5 gr.) der Probesubstanz mit Königswasser aufgeschlossen und unter Zusatz von Schwefelsäure zur Trockne eingedampft. Darauf digerirt man die Masse mit verdünnter Schwefelsäure und verwendet das Filtrat zur Kupferbestimmung, während der Rückstand, welcher das schwefelsaure Bleioxyd neben der Gangart enthält, zur Bleibestimmung auf trockenem Wege benutzt wird. Zu dem Zwecke trocknet man die Masse auf dem Röstschalen unter der Muffel, mengt dieselbe sodann mit der dreifachen Menge von schwarzem Fluss (durch Verpuffen von 1 Theil Salpeter mit 3 Theilen Weinstein dargestellt) und schmilzt unter Zusatz von 20 bis 30 Probirpfund Eisendraht mit schwacher Kochsalzdecke im hohen Bleischerben in 15 bis 20 Minuten unter der Muffel ein. Der resultirende Bleikönig wird entschlackt und sodann ausgewogen.

b) Der Kupfergehalt der Erze wird auf elektrolytischem Wege bestimmt und verwendet man hierzu das Filtrat von der Schwefelsäureprobe (ad a), welches auf ein Liter verdünnt wird. Davon entnimmt man 250 cbcm., versetzt dieselben mit 10 bis 15 cbcm. Salpetersäure von 1,2 sp. Gew. und leitet Schwefelwasserstoff im Ueberschuss zu. Lässt sich aus der Farbe der Niederschläge erkennen, dass grössere Mengen Arsen oder Antimon vorhanden sind, so behandelt man dieselben mit Schwefelnatrium, löst darauf die Niederschläge mit 25 bis 30 cbcm. mässig concentrirter Salpetersäure, verdünnt mit Wasser, filtrirt und fällt sodann das Kupfer galvanisch.

Bei Anwendung der obigen Vorsichtsmaassregeln scheidet sich das Kupfer mit rosenrother Farbe an der Platinelektrode aus; geringe Beimengungen von Arsen, die sich erst nach dem Kupfer abscheiden, beeinträchtigen die Probe nicht.

c) Das Eisen bestimmt man in dem vom Schwefelwasserstoffniederschlag erhaltenen Filtrat. Man oxydirt zunächst mit Salpetersäure, dampft die Flüssigkeit auf ein geringeres Volumen ein und fällt sodann mit Ammoniak. Der Niederschlag wird nach der von Fresenius (Quantit. Analyse, 6. Auflage, Seite 288) beschriebenen Methode maassanalytisch untersucht. Diese Methode beruht darauf, dass eine Lösung von Zinnchlorür in einer mit Salzsäure angesäuerten Eisenchloridlösung in der Hitze das Eisenchlorid zu Chlorür reducirt, welcher Uebergang durch das Verschwinden der gelben Färbung angezeigt wird. Ein Ueberschuss von Zinnchlorür wird durch Jodlösung zurücktitrirt. Der raschen Veränderung des Titors der Zinnchlorürlösung begegnet man durch Anbringung eines kleinen Kohlensäureapparats, der mit der Vorrathsflasche in Verbindung steht und den Luftzutritt verhindert.

Man hat mit dieser Methode, die schnell zum Ziele führt, und bei der die langwierige Reduction der Eisenoxydlösungen umgangen wird, gute Resultate erzielt.

d) Zur Zinkbestimmung verwendet man das vom Eisenoxydniederschlag (ad c) erhaltene Filtrat. Dasselbe wird mit Salzsäure schwach angesäuert und darauf mit Ferrocyankalium auf Zink volumetrisch untersucht (Fresenius, Zeitschrift für analyt. Chemie, Bd. 4. 213). Das Ferrocyankalium fällt aus einer Lösung, die von den Metallen der Schwefelwasserstoffgruppe und vom Eisen befreit ist, das Zink als Ferrocyanzink aus und erkennt man den geringsten Ueberschuss des Fällungsmittels mit wenigen Tropfen einer verdünnten Uransalzlösung.

e) Das Silber wird in den Erzen und in den Zwischenproducten durch die Ansiedeprobe bestimmt. Zur Ausführung derselben wird 1 Probircentner Probegut mit 10 Ctr. Kornblei und etwa 15—20 Pfd. Borax im Ansiedescherben gemischt. Ueber diese Mischung bringt man eine Lage von 10 Pfd. Borax und setzt die Probe in die rothglühende Muffel ein, worin sie bei allmählig gesteigerter Temperatur dem oxydirenden Schmelzprocess unterworfen wird. Die noch flüssige Masse wird in Eisenbleche ausgegossen, die resultirenden silberhaltigen Bleikönige treibt man auf Kapellen, die aus 3 Theilen Holzasche und 1 Theil Knochenasche geschlagen sind, ab. Die Silberkörner werden bis auf 0,2 Pfundtheile = 0,002 pCt. ausgewogen.

Sehr kupferreiche Legirungen, wie Schwarzkupfer und Rohkupfer, werden gleichfalls der Ansiedeprobe unterworfen, nur setzt man hierbei grössere Mengen Kornblei zu, nämlich das zwanzigfache.

Die Feinsilberprobe wurde früher nach dem Gay-Lussac'schen volumetrischen Verfahren ausgeführt; in neuerer Zeit ist dagegen das von Volhard (Fresenius, Zeitschrift für analyt. Chemie, Bd. 13, Pag. 171) vorgeschlagene Verfahren zur Anwendung gelangt, welches darauf beruht, dass mit einer Rhodanammonium- oder Rhodankalium-Lösung von bekanntem Wirkungswerthe das Silber aus salpetersaurer Lösung, die zur Erkennung der Endreaction mit etwas schwefelsaurem Eisenoxyd versetzt ist, ausgefällt wird. Nach den im Oker'schen Laboratorium gemachten Erfahrungen steht das Volhard'sche Verfahren, welches den Vorzug grösserer Einfachheit und schnellerer Ausführbarkeit hat, der Gay-Lussac'schen Methode bezüglich der Genauigkeit der damit erzielten Resultate nicht nach.

f) Zur Goldprobe verwendet man die bei der Ansiedeprobe erhaltenen Silberkörner. Dieselben werden in chlorfreier Salpetersäure von 1,2 spec. Gewicht gelöst. Sobald keine Einwirkung der Säure mehr zu bemerken ist, erhitzt man vorsichtig zum Sieden, trennt die silberhaltige Flüssigkeit vom Golde, wäscht letzteres aus, bringt es in einen tarirten Porcellantiegel, glüht gelinde und wägt nach dem Erkalten.

g) Zur Bestimmung des Schwefels in den rohen und gerösteten Erzen digerirt man $\frac{1}{2}$ Probircentner der Probesubstanz mehrere Stunden lang in der Kälte mit concentrirter rauchender Salpetersäure, darauf fügt man ein gleiches Quantum concentrirter Salzsäure zu, erhitzt auf dem Sandbade, bis die Salpetersäure entfernt ist, verdünnt die Lösung mit Wasser, filtrirt und bestimmt in dem Filtrat die Schwefelsäure mit Chlorbarium.

Mitunter wird auch die trockne Probe, welche durch Schmelzung mit salpetersauren und kohlensauen Alkalien in eisernen Schalen unter der Muffel vorgenommen wird, angewendet. Diese Methode, welche leichter auszuführen ist als die eben beschriebene, ergiebt für die meist in Betracht kommenden technischen Zwecke — nach den im Oker'schen Laboratorium ausgeführten Controlversuchen — Resultate von genügender Genauigkeit und Zuverlässigkeit.

h) Zur Bestimmung des Kupfers in den Zwischenproducten bedient man sich der modificirten schwedischen Probe, welche schneller zum Ziele führt als das oben beschriebene elektrolytische Verfahren, allerdings auf Kosten der Genauigkeit der Resultate.

Man schliesst 1 Probircentner Probegut mit Königswasser auf, dampft unter Zusatz von Schwefelsäure zur Trockne, nimmt mit verdünnter Schwefelsäure auf, um basische Salze zu lösen, filtrirt das schwefelsaure Bleioxyd ab und fällt aus dem Filtrat das Kupfer mit Zink. Das Cementkupfer wird durch Glühen unter der Muffel in Oxyd verwandelt und als solches gewogen.

Kupferarme Producte, wie Schlacken und Extractionsrückstände, werden nach Heine's colorimetrischer Methode untersucht. Von dem Probematerial wird ein Probircentner mit Königswasser in Lösung gebracht, die Lösung mit Ammoniak übersättigt, abfiltrirt und das auf ein bestimmtes Volumen verdünnte Filtrat mit einer Musterflüssigkeit von bekanntem Gehalte verglichen.

3. Die aus den Rammelsberger Erzen gewonnenen Producte.

Gegenwärtig werden beim Rammelsberger Bergbau etwa folgende Erzquantitäten gefördert und den Hütten zur Verfügung gestellt: Bleierze 250000 Ctr., melirte Erze 75000 Ctr., ordinäre Kupfererze 84000 Ctr., reiche Kupfererze 30000 Ctr., Kniest 20000 Ctr., Summa 459000 Ctr.

Wie aus den mitgetheilten Analysen hervorgeht, enthalten die Bleierze und melirten Erze grosse Mengen Zink und sind deshalb viele Versuche angestellt, um dieses Metall in den fraglichen Erzen nutzbar zu machen. Der durchschnittliche Zinkgehalt der Erze ist jedoch zu gering, um eine directe Verarbeitung derselben auf metallisches Zink zu gestatten. Auf der anderen Seite ist es bisher noch nicht gelungen, eine Concentration der Blende durch mechanische Aufbereitung zu erreichen, weil die Erze die verschiedenen Mineralspecies in ausserordentlich feiner Vertheilung enthalten. Man ist deshalb bis in die neueste Zeit noch gezwungen gewesen, die Hauptmasse des Zinks in den Rammelsberger Erzen verloren zu geben, und nutzt nur einen kleinen Bruchtheil dieses werthvollen Metalls zur Darstellung von Zinkvitriol aus.

Da die Rammelsberger Erze durchgehends viel Schwefelkies enthalten und zum Theil fast ausschliesslich aus diesem Mineral bestehen, so lag es nahe, dass man schon frühzeitig an die Nutzbarmachung des Schwefels zur Schwefelsäurefabrikation dachte, und ist die erste Schwefelsäurefabrik zu Oker bereits im Jahre 1841 erbaut worden. Seitdem hat sich dieser Industriezweig von Jahr zu Jahr weiter entwickelt und sind jetzt die Oker'schen Werke zu den umfangreichsten Productionsstätten für Schwefelsäure in Deutschland angewachsen.

Neben dem Schwefel ist das Kupfer der werthvollste Bestandtheil der Rammelsberger Erze. Wegen des Gold- und Silbergehaltes der Erze wird ein grosser Theil des dargestellten Kupfers zu Kupfervitriol umgewandelt und als solcher in den Handel gebracht, während der Rest als Rohkupfer verwerthet wird.

Aus den Bleierzen und melirten Erzen wird neben dem Kupfer nur silberhaltiges Blei gewonnen, welches auf Kaufblei und bleische Producte einerseits und auf Gold und Silber andererseits weiter verarbeitet wird. Als Nebenproducte bei den verschiedenen Processen erfolgen endlich noch Zinkvitriol, Eisenvitriol und Natronsulfat.

4) Vertheilung der Erze auf die verschiedenen Hütten.

Die Zugutemachung der Rammelsberger Erze erfolgt auf drei Werkscomplexen, welche zu Oker, zu Herzog Juliushütte bei Astfeld und zu Frau Sophienhütte bei Langelsheim belegen sind. Auf den Oker'schen Werken ist mit der Verhüttung der melirten Erze und der Kupfererze die gesammte Schwefelsäurefabrikation vereinigt, während die übrigen Werke ausschliesslich zur Verschmelzung der Bleierze bestimmt sind.

B. Die Schwefelsäurefabrikation.

1) Allgemeines.

Der grösste Theil der Rammelsberger Erze erfordert zu seiner hüttenmännischen Verarbeitung eine vorherige Röstung, welche, soweit dies die Natur der Erze gestattet, mit der Gewinnung von Schwefelsäure combinirt wird.

Am geeignetsten für die Fabrikation der Schwefelsäure sind, abgesehen von den im Rammelsberger Lager nur in beschränktem Maasse vorkommenden reinen Schwefelkiesen, die sogenannten ordinären Kupfererze, welche den Schwefel vorzugsweise in der Form des Eisenbisulfurets enthalten. Weniger günstig ist die Zusammensetzung der melirten Erze wegen ihres Gehaltes an Bleiglanz und

Blende, sowie der reichen Kupfererze wegen des hohen Kupferkiesgehaltes. Von den Bleierzen geben nur diejenigen Sortimente, welche mit Schwefelkies reichlich durchsetzt sind, ein brauchbares Material für die Schwefelsäurefabrikation ab.

Gegenwärtig werden den Oker'schen Schwefelsäurefabriken etwa 300000 Ctr. Erze pro Jahr in folgenden Sortimenten zur Verarbeitung überwiesen: 1. Schwefelkiese, etwa 50000 Ctr., 2. ordinaire Kupfererze, 84000 Ctr., 3. melirte Erze, mit Ausschluss des Schlieches 77000 Ctr., 4. reiche Kupfererze, jedoch mit Ausschluss der kupferreichsten Sortimente 15000 Ctr., 5. kiesige Bleierze 84000 Ctr.

Der Schwefelgehalt der vorbezeichneten Erze schwankt zwischen 20 und 40 pCt. und lässt sich im Mittel für alle Sortimente auf 30 pCt. überschlagen. Der Werth der Erze für die Säurefabrikation hängt bekanntlich nicht allein von dem absoluten Schwefelgehalt derselben ab, sondern von der Art der Verbindungen, in denen die Erze den Schwefel führen.

Der Schwefel des Bleiglanzes ist als vollständig unwirksam bei der Säurefabrikation anzusehen; nicht viel günstiger gestaltet sich dies Verhältniss beim Kupferkies, sofern derselbe in den Erzen vorherrscht, da eines Theils dieses Mineral wenig concentrirte Gase liefert, anderen Theils bei der Röstung decrepitirt und zu Pulver zerfällt, wodurch der Röstprocess beeinträchtigt wird. Uebersteigt jedoch der Kupferkies im Verhältniss zum Schwefelkies nicht eine gewisse Grenze, etwa 35 pCt. des letzteren, so machen sich jene Uebelstände wenig bemerkbar, und scheint es, als ob in diesem Falle der durch die Schwefelkiese eingeleitete energische Röstprocess die Abröstung des Kupferkieses unterstützt. Aehnlich, doch etwas günstiger, verhält sich die Blende, so dass Bleierze, welche etwa 35 pCt. Blende neben 25 pCt. Schwefelkies enthalten, Röstgase ergeben, welche für den Kammerprocess ganz geeignet sind.

2) Die Apparate für die Fabrikation der Rohsäure.

Die Oker'schen Schwefelsäurefabriken umfassen 14 verschiedene Kammersysteme mit 22500 cbm. Kammerraum. Die Kammern des ältesten Systems haben einen Cubikinhalt von nur 340 cbm., während diejenigen der 6 neueren Systeme je 1854 cbm. enthalten. Letztere sind unter Benutzung der gegebenen Terrain-Verhältnisse so angelegt, dass die Röstöfen, Glover-Thürme, Kammern und Gay-Lussac'schen Apparate terrassenförmig zu einander gestellt sind. Man ersieht das Arrangement der Anlagen aus Taf. II. Fig. 1 bis 3, worin 4 der neuesten Kammersysteme dargestellt sind. Die terrassenförmige Anordnung der Apparate, namentlich die höhere Lage der Gay-Lussac'schen Thürme zu den Röstöfen, hat sich sehr gut bewährt. Bei den älteren Systemen hat man hierauf weniger Bedacht genommen und ist die Folge davon gewesen, dass sich die für den ganzen Kammerprocess so überaus wichtige Regulirung des Zuges nicht immer in gewünschter Weise bewirken liess. Diese Uebelstände haben sich bei den älteren Systemen auch dadurch nicht beseitigen lassen, dass man versuchsweise die Gay-Lussac'schen Apparate mit der Zugesse der Dampfkessel in Verbindung setzte, da es bei dieser Einrichtung schwer zu erreichen war, eine gleichmässige Fortbewegung der Kammergase durch alle die verschiedenen Apparate herbeizuführen.

Bei den neueren Anlagen befinden sich je zwei Kammersysteme unter einer gemeinschaftlichen Bedachung aus leichter Holzconstruction. Die Dächer sind mit Dachpappe gedeckt, eines Theils, um eine leichte Bauart zu ermöglichen, anderen Theils aber auch, weil eine Ziegelbedachung den sauren Dämpfen weniger Widerstand leistet.

Jedes System enthält zwei Vorkammern a und b, eine Hauptkammer c und eine Nachkammer d, welche als Trockenkammer dient.

Die Breite und Höhe der Kammern beträgt 5,25 resp. 5,24 m. Man hält nach langjährigen Erfahrungen und Beobachtungen diese Dimensionen am geeignetsten für die Nutzbarmachung des Kammerraumes. Zwar lässt sich aus verschiedenen Umständen vermuthen, dass auch bei den angegebenen Raumabmessungen an einigen Stellen der Kammern, namentlich an der Decke, eine Stagnation des Gasstromes stattfindet, oder dass doch an diesen Stellen eine nennenswerthe Production von Säure nicht erzielt wird, doch hat man gefunden, dass man durch andere Bemessung der Kammerdimensionen,

unter Ausschaltung des scheinbar todten Raumes, die Production pro Cubikeinheit der Kammern eher vermindert als vermehrt hat.

Der Cubikinhalte der verschiedenen Kammern ist folgender: 1te Vorkammer 127 cbm., 2te Vorkammer 106 cbm., Hauptkammer 1459 cbm., Nachkammer 162 cbm.

Die Hauptkammer wird durch Scheidewände *e* von 1 m. Höhe in 5 Abtheilungen getheilt, so dass jede Abtheilung ein für sich abgeschlossenes Säurereservoir bildet.

Die Trockenkammern befinden sich bei einigen älteren Systemen noch in der zweiten Etage des Gebäudes über der Hauptkammer. Man ist von dieser Construction, durch welche man eine Raumersparniss bezweckte, welche aber bei eintretender Reparaturbedürftigkeit der Kammern zu Missständen führte, zurückgekommen, und legt — wie in der Zeichnung angegeben — bei neueren Anlagen die Nachkammern in das Niveau der Haupt- und Vorkammern.

Die verschiedenen Kammern eines Systems communiciren mit einander durch 0,44 m. weite Rohre *f*, welche die Gase etwa in $\frac{2}{3}$ der Kammerhöhe zuführen und in $\frac{1}{3}$ der Höhe abführen.

Von dem über die Kammern entlang geführten Haupt-Dampfleitungsrohre *gg* gehen in Abständen von je 5,25 m. 2 cm. weite Rohre *h* in die Kammern, und strömt aus diesen Röhren der Dampf durch mehrere kleine Oeffnungen dicht unter der Kammerdecke nach verschiedenen Richtungen hin aus. Nach den bei dem Neubau der Kammern angestellten Beobachtungen wird bei dieser Einrichtung der gesammte Kammerraum der directen Einwirkung der Dampfstrahlen, welche mit einer Pressung von zwei Atmosphären ausströmen, ausgesetzt.

Die Endgase gelangen von den Nachkammern aus durch die 0,44 m. weiten Rohre *i* in die Gay-Lussac'schen Apparate *k*, welche in einem für acht Apparate ausreichenden Thurm aufgestellt sind. Es hat sich herausgestellt, dass es nicht unzweckmässig ist, wenn man die Gay-Lussac'schen Apparate in weiter Entfernung von der Trockenkammer aufstellt. Durch die atmosphärischen Einflüsse, namentlich durch die Veränderungen der Stärke und Richtung der Winde etc., sowie der Lufttemperatur wird auch die Bewegung der Kammergase durch den Gay-Lussac'schen Apparat hindurch beeinflusst. Je länger nun das Verbindungsrohr *i* ist, um so mehr werden die Schwankungen des äusseren Luftdrucks in diesem Rohre bereits ausgeglichen und kommen dieselben somit in den Kammern selbst weniger zur Geltung. Man hat deshalb in Oker die Erfahrung gemacht, dass diejenigen Systeme, welche am weitesten von dem Gay-Lussac'schen Apparate entfernt und allerdings auch tief unter dem Niveau desselben liegen, am wenigsten empfindlich gegen die äusseren atmosphärischen Einflüsse sind.

Die Gay-Lussac'schen Apparate (Taf. III Fig. 1 bis 3) haben 1,46 m. lichten Durchmesser und 11,11 m. Höhe der Kokssäule, also einen nutzbaren Cubikinhalte von 16,22 cbm., d. h. 0,9 pCt. des Kammerraumes. Die Kokssäule der Thürme ruht auf Rosten von cylindrischen Eisenstäben, welche durch Bleiumhüllungen gegen die Berührung mit Säure geschützt werden.

Die Aufschlagssäure von 60° B. wird den Apparaten von einem darüber liegenden Reservoir aus mittelst eines spiralförmig über dem Deckel der Apparate liegenden Rohres zugeführt, von dem mehrere heberförmig gekrümmte Röhren ausgehen, durch welche die Vertheilung der Säure in einfacher Weise bewirkt wird. (Taf. III Fig. 2 und 3). Die Endgase der Apparate werden durch Pfeifen, deren Oberkante ca. 19 m. über dem Niveau des Rostes der Kiesbrenner liegt, in's Freie geführt.

Zwischen den Kammergebäuden und den Röstöfen liegt eine Zwischenetage, welche zur Anlage der Glover-Thürme ausgenutzt ist. Man hat letztere so nahe als möglich an die Röstöfen gerückt, um eine Abkühlung der Röstgase vor deren Eintritt in die Thürme nach Möglichkeit zu vermeiden. Die Sohle der Glover-Thürme liegt über dem Gewölbe der Röstöfen, so dass die Röstgase auf schwach ansteigendem Wege zugeführt werden, dagegen liegt der Boden der Kammern höher als die Oberkante der Thürme, damit diesen die Kammersäure direct zufließen kann.

Die Construction der Glover-Thürme ist aus Taf. III Fig. 4 bis 7 ersichtlich. Dieselben haben eine Höhe von 5,25 m. und einen quadratischen Querschnitt von 1,75 m. Seitenlänge. Die

Bleiwandungen bestehen aus Blechen, welche 65 kg. pro \square m. wiegen und die durch säurefeste Steine, welche gut aufeinander geschliffen sind, vor der directen Berührung mit den heissen Gasen geschützt werden. Unter dem Boden des Thurmes ist eine starke Bleiplatte mit aufgebogenen Rändern angebracht, wodurch man verhütet, dass beim Schadhafwerden des Bodens die Säure in das Fundament gelangt. Die Röstgase gelangen zunächst in einen von säurefesten Steinen hergestellten Canal und von hier durch mehrere im Gewölbe angebrachte Oeffnungen in die darüber liegende Quarzfüllung. Die Verbindung zwischen den Glover-Thürmen und den Gascanälen der Röstöfen ist durch Bleirohre hergestellt, welche mit säurefesten Steinen ausgesetzt sind. Die Zuführung der Säure zu den Glover-Thürmen erfolgt in derselben Weise wie bei den Gay-Lussac'schen Apparaten.

Zur Abröstung der Erze verwendet man zwei verschiedene Ofenconstructionen, die Kiesbrenner mit drehbarem Roste und die sogenannten Schachtröstöfen. Man gibt den ersteren wegen der leichteren Arbeitsmanipulation und der gleichmässigeren Abröstung, welche sie gestatten, den Vorzug, soweit es sich um die Abröstung der Schwefelkiese sowie der schwefelreichen Kupfererze handelt, wogegen man die Schachtröstöfen bei schwefelärmeren Erzen, namentlich bei Bleierzen und bei den reichen Kupfererzen, mit Vortheil anwendet. Der Grund für diese Unterscheidung liegt darin, dass die Röstschachtofen wegen der grösseren Höhe der Beschickungssäule, innerhalb welcher der Röstprocess stattfindet, die Temperatur besser erhalten, als dies bei den Kiesbrennern der Fall ist. Die schwefelarmen Erze, welche bei ihrer Abröstung eine mässige Temperatur entwickeln, würden deshalb in den Kiesbrennern nur unvollständig abgeröstet werden können, und würde vor Allem in der Periode des Ziehens und Besetzens der Oefen eine so grosse Abkühlung stattfinden, dass eine Unterbrechung des Röstprocesses zu befürchten wäre. Bei den schwefelreicheren Erzen, welche eine viel höhere Rösttemperatur entwickeln, treten derartige Uebelstände nicht ein. In Fällen, wo man es mit Erzsorimenten von geringer Korngrösse — Haselnuss- bis Wallnussgrösse — zu thun hat, ist man in Ermangelung anderer Apparate schon gezwungen, die Kiesbrenner anzuwenden, weil in den höheren Schachtofen eine Hemmung des Zuges eintreten würde.

Die Construction der Kiesbrenneröfen ist aus Tafel IV Fig. 5 bis 8 ersichtlich. Jeder zu einem Kammersystem gehörige Doppelofen besteht aus acht Schächten A, welche mit drehbaren Rosten B versehen sind. Je zwei gegenüberliegende Schächte communiciren mit einander in dem Raume unterhalb des Gewölbes, indem die Scheidewand C nur so hoch aufgeführt ist, als die Beschickungssäule reicht. Die Schwankungen der Temperaturen beider Schächte während der verchiedenen Perioden der Abröstung gleichen sich bei dieser Anordnung einigermaassen aus und kann die Ueberhitze des einen Schachtes dem benachbarten Schachte bei der beginnenden oder nahezu beendeten Röstung zu Hülfe kommen. Die Röstgase entweichen durch Oeffnungen im Deckengewölbe eines jeden Schachtes in den gemeinschaftlichen Gascanal D, der aus feuerfesten Steinen hergestellt ist.

Zur Entwicklung der Salpetersäure dient der zwischen zwei Schächten belegene gusseiserne Kasten (Salpetercanal) F, der von den Röstgasen allseitig umspült wird und welcher mit drei bis vier gusseisernen, mit Salpeter und Schwefelsäure gefüllten Gefässen beschickt wird. Die salpetersauren Dämpfe gelangen durch eine Oeffnung im Salpetercanal in den Hauptgascanal D. Der unterhalb der Roste belegene Theil der Kiesbrenner ist durch einen Canal G zugänglich, der mit Hunden zur Aufnahme der gerösteten Erze befahren wird. Dieser Canal wird in der Regel durch doppelte Geschütze verschlossen gehalten, da anderenfalls mehr atmosphärische Luft durch die Roste der Kiesbrenner einströmen würde, als der Kammerprocess erfordert.

Die Rostfläche der zu einem System gehörigen Doppelöfen beträgt 21 \square m., d. s. 0,0113 \square m. pro cbm. Kammerraum. Die Höhe der Beschickungssäule in den Kiesbrennern überschreitet im Durchschnitt nicht 0,47 m.

Die bei den Oker'schen Fabriken in Anwendung stehenden neueren Schachtröstöfen sind in Taf. IV Fig. 1 bis 4 skizzirt. Jeder Ofen hat fünf Schächte, die unter dem Gewölbe mit einander communiciren, soweit die Verbindung nicht durch Einschaltung des Salpetercanals unterbrochen

wird. Die Sohle der Oefen ist sattelförmig gestaltet; die Schächte erweitern sich etwas nach oben und beträgt die Höhe der Beschickungssäule über der Oberkante des Sattels 1,3 m. Je zwei Schachtöfen, welche zu einem Kammersystem gehören, haben eine lichte Querschnittsfläche von 21,3 □m., d. s. 0,0115 □m. pro cbm. Kammerraum.

Die Zerkleinerung der Erze zu der für die Abröstung geeigneten Grösse geschieht zum grössten Theil durch Steinbrecher, welche im Niveau der am höchsten gelegenen Kammern aufgestellt sind, so dass die gebrochenen Erze den verschiedenen Röstöfen durch Hundsläufe zugeführt werden können. Die Steinbrechermaschine von 12 Pferdekraften betreibt zwei terrassenförmig zu einander gestellte Brecher, von denen der obere die groben Stücke verbricht, der untere aber dieselben zu dem Kiesbrennerformat zerkleinert. Die Kiesbrennererze werden zu Stücken von ca. 3 cm. Seite zerbrochen, während man bei den Schachtöfenerzen Stücke von 6 cm. Seite noch passiren lässt. Der Schliech, etwa 4 pCt. der Stückerze, wird zum Theil durch eine Trommelseparation ausgehalten und als Zuschlagsmaterial bei den Hüttenprocessen verwendet. Die tägliche Leistung der Brecher beträgt an Kupfererzen zu Kiesbrennerformat ca. 500 Ctr., an den milderen Bleierzen und melirten Erzen zu Schachtöfenformat 1000 Ctr.

Zum Betriebe von 4 Kammersystemen und der Steinbrechermaschine dienen zwei Cornwall-Kessel von 9,42 m. Länge und 1,88 m. Durchmesser, deren Leistungsfähigkeit jedoch durch die genannten Apparate nicht vollständig ausgenutzt wird.

3) Die Darstellung der Rohsäure.

Was zunächst den Betrieb der Röstöfen anbetrifft, so werden die verschiedenen Schächte derselben in ca. zweistündigen Zwischenpausen besetzt, so dass jeder Schacht von 16 Stunden zu 16 Stunden bearbeitet wird. Bei den Kiesbrennern beobachtet man hierbei wohl die Vorsicht, dass, nachdem die Schächte durch Drehen der Roste von den gut gerösteten Erzen entleert sind, dieselben nicht sofort wieder besetzt, sondern noch einige Stunden in Ruhe belassen werden. Es geschieht dies deshalb, weil durch das Drehen der Roste und die damit verbundene Auflockerung der Beschickungssäule die Röstung der im Ofen zurückgebliebenen Erze von neuem befördert wird und weil durch das sofortige Auftragen frischer Erze diese Reaction beeinträchtigt werden würde. Das Quantum der aufzusetzenden Erze hängt von deren Beschaffenheit und namentlich vom Schwefelgehalt derselben ab und ist bei schwefelarmen Erzen, welche schneller abrösten, ein grösseres als bei schwefelreichen Erzen. Das durchschnittliche tägliche Durchsatzquantum beträgt für die oben beschriebenen Ofensysteme: 1. an Kiesen und ordinären Kupfererzen 70 Ctr., d. s. 3,3 Ctr. pro □m. Rostfläche; 2. an melirten Stufferzen 90 Ctr., d. s. 4,3 Ctr. pro □m. Rostfläche; 3. an Bleierzen von mittlerem Kiesgehalte 100 Ctr., d. s. 4,8 Ctr. pro □m. Rostfläche.

Die Salpetercanäle werden in zweistündigen Zwischenpausen mit frischem Salpeter besetzt und findet innerhalb dieser Zeit eine vollständige Zersetzung des Salpeters statt, vorausgesetzt, dass die Röstgase eine genügend hohe Temperatur haben. Man pflegt deshalb in den Schächten, welche an den Salpetercanälen liegen, nur solche schwefelreicheren Erze zu verarbeiten, welche jenen Bedingungen genügen.

Man rechnet zur Zersetzung von 1 Pfd. Chilisalpeter von 95 pCt. salpetersaurem Natron ungefähr das gleiche Gewicht Schwefelsäure von 60° B., während zur Bildung des neutralen Salzes der Theorie nach nur 73,8 pCt. Säure von 60° B. erforderlich sind.

Da die Rammelsberger Erze wenig Neigung zum Zusammenfritten haben, so ist die Bedienung der Röstöfen, namentlich der Kiesbrenner, nicht besonders beschwerlich. Die letztgenannten Apparate werden von zwei Arbeitern, die Schachtröstöfen dagegen von drei Arbeitern bedient, welche in zwölfstündigen Schichten wechseln und zugleich die Wartung der Kammern und Gay-Lussac'schen Apparate wahrzunehmen haben.

Das Gasmengenge, aus den Röstgasen und den salpetersauren Dämpfen bestehend, enthält je

nach der Beschaffenheit der Erze und dem Stadium des Röstprocesses zwischen 5 und 7 Volum-Procent schweflige Säure. Dasselbe wird in Canälen von säurefesten Sandsteinen den Glover-Thürmen zugeführt, welche zugleich denitrirend und concentrirend arbeiten. Die Gase, welche aus der Ab-röstung der Kiese und ordinären Kupfererze hervorgehen, haben bei ihrem Eintritt in die Glover-Thürme unter normalen Verhältnissen eine Temperatur, welche 360° C. (die Scala des Quecksilber-Thermometers) übersteigt; die Temperatur der von den schwefelärmeren Bleierzen herrührenden Gase ist dagegen erheblich geringer und wurde bei einzelnen Untersuchungen zu 230° C. ermittelt. Bei ihrem Austritte aus dem Glover-Thurme haben die Gase nach zahlreiche vorgenommenen Beobachtungen noch eine Temperatur, welche zwischen 40 und 55° R. schwankt.

Den Glover-Thürmen wird ein Säuregemisch, welches etwa aus gleichen Theilen Kammersäure und nitroser Säure besteht, zugeführt. Dasselbe wird denitrirt und zugleich auf 60° B. concentrirt, und setzen diejenigen Apparate, welche mit Kiesen oder ordinären Kupfererzen arbeiten, in 24 Stunden ca. 125 Ctr. Säure von 60° B. durch. Nach den bezüglich des Zuflusses und Abflusses der Säure angestellten Beobachtungen ist anzunehmen, dass in den Thürmen selbst eine Bildung von Schwefelsäure stattfindet, deren Quantum in 24 Stunden gegen 4 Ctr. (60° B.) betragen mag. Bei den Systemen, welche mit schwefelärmeren Erzen arbeiten, sinkt die Leistungsfähigkeit der Glover-Thürme sehr erheblich; so verarbeiten die Bleierzsysteme unter sonst gleicher Behandlung der Apparate täglich nur 60 Ctr. Säure von 60° B. Nach den in Oker gemachten Erfahrungen ist zu vermuthen, dass die Glover-Thürme mit Vortheil dann nicht mehr anzuwenden sind, wenn die Temperatur der Röstgase bei ihrem Eintritt in die Apparate unter 200° C. herabsinkt.

Die aus dem Glover-Thurme abfließende Säure, welche eine Temperatur von 125° C. hat, und deshalb vor ihrer weiteren Verwendung in Kühlpfannen abgekühlt werden muss, ist bei richtiger Leitung des Processes bis auf Spuren frei von Stickstoffsäuren. Man hat ferner in Oker die Erfahrung gemacht, dass durch Einschaltung des Glover-Thurmes der Salpeterverbrauch in Folge der vollständigen Denitrirung der Gay-Lussac-Säure eher vermindert als vermehrt ist, was darauf schliessen lässt, dass der in Rede stehende Apparat die Reduction der Salpetersäure zu Stickstoff oder Stickstoffoxydul kaum in erheblichem Maasse bewirken kann.

Die Glover-Säure ist ebenso wie die nitrose Säure dunkel gefärbt, was theils vom Koks der Gay-Lussac'schen Apparate, theils von dem Erzflugstaube herrührt. Aus diesem Grunde kann dieses Product, welches der Hauptmasse nach wieder Verwendung bei den Gay-Lussac'schen Apparaten findet, nicht zu allen Verwendungen in den Handel gebracht werden.

Zur Zeit sind in Oker von den 14 vorhandenen Systemen 8 mit Glover-Thürmen versehen. Der zuerst erbaute Thurm hat sich ca. zwei Jahre lang gehalten und erforderte nach Ablauf dieser Zeit einen Umbau; über die Dauer der später erbauten Thürme, bei deren Construction man die gesammelten Erfahrungen nutzbar gemacht hat, lässt sich wegen der Kürze der Betriebszeit noch kein Urtheil aussprechen.

Nachdem die Röstgase den Glover-Thurm passirt haben, gelangen sie mit einer Temperatur von 40 — 50° R. in die erste Vorkammer. Der Säurebildungsprocess ist hier am energischsten; derselbe nimmt in den folgenden Abtheilungen an Intensität allmählig ab und sinkt auf ein Minimum in den Nachkammern. Während in jeder der Vorkammern täglich ca. 18 Ctr. Säure producirt werden, sinkt die Production in den letzten Abtheilungen der Hauptkammern, deren Volumeninhalt grösser ist als der der Vorkammern, auf 6 Ctr.

Die Temperatur der Vorkammern schwankt zwischen 40° und 55° R., je nach der Intensität der in diesem Raume stattfindenden chemischen Reactionen. Kurz nach der Zuführung von frischem Salpeter in die Röstöfen pflegt die Temperatur um einige Grade schnell zu steigen und dann allmählig wieder zu sinken.

Am vorderen Theile der Hauptkammern beträgt die Temperatur 20 bis 25° R., am hinteren

Theile derselben 15 bis 20° R., in den Nachkammern 0° bis 8° R. Vorstehende Temperaturbeobachtungen sind zur Winterzeit angestellt und ist zu bemerken, dass in den Sommermonaten sich die durchschnittliche Temperatur der Kammern um ca. 10° höher stellt.

Der Kammerprocess wird so geführt, dass man in allen Abtheilungen der Kammern, mit Ausnahme der Nachkammern, eine Säure von 50° B. erhält. Um dieses Resultat zu erreichen, erfordern die Vorkammern und die ersten Abtheilungen der Hauptkammern eine lebhafte Zuführung von Wasserdampf, während in den letzten Abtheilungen nur sehr wenig Dampf zugestellt wird. In der Nachkammer, welche Wasserdampf überhaupt nicht mehr erhält, erzeugt man ein nitroses Product von 52 bis 55° B., welches den Glover-Thürmen zugeführt wird.

Die oben beschriebenen Gay-Lussac'schen Apparate erhalten täglich ca. 60 Ctr. Aufschlagsäure von 60° B. Die nitrose Säure, welche ca. 1,5 pCt. salpetrige Säure enthält, wird, wie aus dem oben Gesagten hervorgeht, bei acht Kammersystemen mittelst des Glover-Thurms denitrirt; bei den übrigen Systemen waren zu diesem Zwecke früher Kochtrommeln im Betriebe, die man in neuerer Zeit wegen ihrer häufigen Reparaturbedürftigkeit abgeworfen hat. Man bewirkt jetzt die Denitrirung in den Vorkammern, indem man die nitrose Säure in einem an der Decke der Kammern befindlichen Apparate mit einem Wasserstrahl zusammentreffen und die so verdünnte Säure auf eine Cascade herabströmen lässt.

Soll dieses Verfahren gute Resultate ergeben, so ist erforderlich, dass der Säure- und der Wasserzufluss entsprechend regulirt und häufig controlirt werden. Da trotzdem die Säure in den Vorkammern mitunter noch salpetersäurehaltig ausfällt, so hat man an den Vorkammern eine injectorartige Vorrichtung angebracht, wodurch Dampf und Luft in den Säurestand eingeblasen werden kann. Durch Anwendung dieses Apparates erhält man in den Vorkammern eine Säure von nur 48° B., welche durch Zusatz der überschüssigen Glover-Säure auf den zu vielen Verwendungsarten im Handel verlangten Gehalt von 50–52° B. gebracht wird.

Was die Leitung des Kammerprocesses anbetrifft, so hat man bei den verschiedenen Systemen auf empirischem Wege ermittelt, wie die Zugregulirung bei den Oefen und den Gay-Lussac'schen Apparaten, die Zuleitung des Wasserdampfes, der Salpetersatz, sowie das Quantum der aufzugebenden Erze zu bemessen sind, um möglichst vortheilhaft bezüglich des Salpeterverbrauchs, des Productionsquantums sowie der Ausnutzung der schwefligen Säure zu arbeiten. Unter normalen Verhältnissen haben die Endgase der Kammern noch 6 Volumenprocente Sauerstoff. Sobald in Folge einer unregelmässigen Bewegung des Gasstromes in den Apparaten oder durch zu rapide Entwicklung der Röstgase schweflige Säure in den Endgasen der Kammern noch in erheblicher Menge enthalten ist, versagen die Gay-Lussac'schen Apparate ihre Functionen und tritt, wahrscheinlich in Folge der Reduction der salpetrigen Säure zu Stickstoffoxydul gleichzeitig eine Erhöhung des Salpeterverbrauchs ein. Die Zugverhältnisse erfordern deshalb eine fortwährende Beobachtung und Regulirung. Aehnlich verhält es sich mit dem Salpetersatz, der täglich nach dem Kammergange regulirt wird. Sobald der Ueberschuss an salpetrigsauren Dämpfen eine gewisse Grenze überschreitet, vermögen die Gay-Lussac'schen Apparate dieses Gas nicht mehr vollständig zu absorbiren und geht dasselbe deshalb theilweise verloren. Man regulirt den Kammerprocess derartig, dass die aus dem Gay-Lussac'schen Apparate entweichenden Gase eher eine schwach gelbliche Färbung als eine weisse Färbung erkennen lassen, die auf einen Ueberschuss an schwefliger Säure hindeuten würde. Zur Beurtheilung des Kammerprocesses, sowie der Fortbewegung der Gase in den Kammern geben unter anderem die regelmässigen Temperaturbeobachtungen der Gase an verschiedenen Punkten der Kammern einen Anhalt.

Die Production der oben beschriebenen Kammersysteme beträgt bei Abröstung der schwefelreicheren Erze pro Tag durchschnittlich 100 bis 110 Ctr. Rohsäure von 50° B., d. i. pro cbm. Kammerraum 5,7 Pfd., bei schwefelärmeren Erzen sinkt die Production auf 75 Ctr. = 4 Pfd. pro cbm. Kammerraum. Es erfolgen im Durchschnitt aus 1 Ctr. Schwefelkiese 160 Pfd. Rohsäure von 50° B., aus 1 Ctr. schwefelreicher Kupfererze 140 bis 150 Pfd. von 50° B., aus 1 Ctr. melirter Erze 90 Pfd.

von 50° B., aus 1 Ctr. Bleierze 70 Pfd. von 50° B. Der Schwefelrückhalt der Abbrände beträgt bei den Kiesen (welche stets etwas bleiglanzhaltig sind) und ordinären Kupfererzen durchschnittlich 6 pCt., bei den übrigen Erzen 10 bis 12 pCt.

Der auf die Einheit der producirtten Säure berechnete Salpeterverbrauch hängt von der Beschaffenheit der Erze ab. Da die Salpeterverluste mit dem Quantum der durch die Kammern geführten Gase im Verhältniss stehen, so erfordern die schwefelärmeren Erze, welche verdünntere Gase geben, relativ mehr Salpeter als die schwefelreichen Erze, bei denen zur Erzeugung einer bestimmten Menge Säure ein geringeres Gasvolumen erforderlich ist. Man rechnet den zur Production von 1 Ctr. Säure von 66° B. erforderlichen Salpeterverbrauch bei ordinären Kupfererzen zu 1,25 bis 1,5 Pfd., bei Bleierzen und melirten Erzen aber zu 1,5 bis 2 Pfd.

4) Die Reinigung und Concentration der Schwefelsäure.

Die in den Oker'schen Fabriken producirtte Rohsäure enthält geringe Mengen Arsen und Antimon. Eine in neuerer Zeit entnommene Durchschnittsprobe der Kammersäure von ca. 50° B. (1,5 spec. Gewicht) enthielt 0,05 pCt. Arsen und 0,008 pCt. Antimon. Bei manchen Verwendungsarten der Säure, namentlich bei der Darstellung der Säure von 66° B., sind jene Beimengungen unerwünscht, und beseitigt man dieselben nach der Freiburger Methode durch Fällung mit Schwefelwasserstoff. Diesem Reinigungsprocess wird jedoch nur ein verhältnissmässig geringer Theil der producirtten Säure unterworfen.

Die Fällung erfolgt in zwei mit Blei ausgekleideten Thürmen Taf. III Fig. 8 und 9 von 6,13 m. Höhe und 1,826 m. Seitenlänge, welche mit prismatischen Stäben versehen sind, auf denen die Säure niedertropft, während das Schwefelwasserstoffgas den Thürmen am unteren Ende zugeführt wird. Die zu fallende Säure wird auf 47° bis 48° B. verdünnt, weil bei einem höheren Concentrationsgrade die Reinigung nicht in erwünschter Weise erfolgt. Zur Verdünnung der Kammersäure verwendet man die schwache Säure, welche bei der Darstellung der Säure von 66° B. in den Platinapparaten als Destillationsproduct erfolgt. Je nach der Beschaffenheit der Rohsäure lässt man durch einen Fällthurm täglich 250 bis 300 Ctr. Rohsäure laufen.

Die Darstellung des Schwefelwasserstoffs geschieht in mit Blei ausgeschlagenen Kasten und zwar aus Schwefeleisen, das man durch Umschmelzen von Schwefelkies in Schachtöfen erzeugt, und aus verdünnter Schwefelsäure. Zur Einleitung des Processes findet eine Erwärmung mit Wasserdampf statt. Das erzeugte Schwefelwasserstoffgas wird durch einen Waschapparat geleitet, der zugleich als Regulator für die Entwicklung des Gases dient.

Die von Arsen gereinigte Säure wird in Klärbassins von dem in der Flüssigkeit suspendirten Schwefelarsen getrennt und passirt sodann zur vollständigen Reinigung noch ein Quarzfilter. Das Schwefelarsen wird in mit Quarzfiltern ausgelegten Gefässen ausgesüsst, die erhaltene Säure wird zur Verdünnung der zu fallenden Rohsäure verwendet, das Schwefelarsen selbst aber als unverwerthbar abgesetzt.

Die Concentration der Säure von 50° auf 60° B. bewirkt man in Pfannen mit directer Feuerung, welche in Taf. V Fig. 1 bis 3 skizzirt sind.

Früher hatte man einen Theil der Concentrationspfannen auf die Röstöfen gelegt, um deren Ueberhitze auszunützen. Nach Einführung der Glover-Thürme ist dieses Verfahren für die mit den fraglichen Apparaten versehenen Systeme nicht mehr anwendbar, aber auch bei den übrigen Systemen, welche meistentheils mit schwefelarmen Erzen arbeiten, empfiehlt es sich nicht, den Röstgasen einen erheblichen Theil ihrer Wärme zu entziehen, weil dadurch die Oefen mehr als es für den guten Verlauf des Röstprocesses zulässig ist, abgekühlt werden. Beiläufig mag noch bemerkt werden, dass man auch Versuche mit der Dampfconcentration angestellt hat, die jedoch vorläufig ruhen, weil man damit Vortheile gegenüber dem bisherigen Verfahren nicht erzielen konnte.

Zur Concentration der Säure von 60° auf 66° B. sind zwei Platinapparate im Betriebe, welche

250 bezw. 280 Liter fassen und welche aus der Fabrik von Desmoutis Chapuis & Co. in Paris hervorgegangen sind. Die Einmauerung dieser Apparate, deren Construction als bekannt vorausgesetzt werden kann, ist in Taf. V Fig. 4 bis 7 skizzirt.

Es mag noch erwähnt werden, dass der grösste Theil der in Oker producirten Schwefelsäure in Form von Rohsäure abgegeben wird und in Bleicylindern von 150 Ctr. Fassungsvermögen, welche auf Eisenbahnunterwagen montirt werden, zur Versendung gelangt. In gleicher Weise wird auch die 60 °-Säure versendet, während für die 66 °-Säure die gewöhnliche Verpackung in Glasballons etc. erforderlich ist.

Als Nebenproducte bei der Schwefelsäurefabrikation werden Natronsulfat und Eisenvitriol gewonnen. Ersteres, welches zum Theil aus doppelt Schwefelsaurem Natron besteht, findet vorzugsweise zur Glasfabrikation Verwendung. Man rechnet, dass aus 1 Ctr. Chilisalpeter 82 Pfd. Sulfat erfolgen.

Die eisenvitriolhaltigen Laugen, welche man bei der Schwefelwasserstoffbereitung erhält, werden in Bleipfannen von ca. 2 m. Länge und Breite und 0,6 m. Tiefe auf Eisenvitriol versotten. Zunächst werden dieselben zur Beseitigung der freien Säure mit Eisendreispähnen neutralisirt, darauf auf 40 ° B. eingedampft und sodann in Krystallisationsgefässe abgelassen, die zur Beförderung der Krystallbildung mit Bleistreifen ausgehängt sind. Nach 2 bis 3 Wochen ist die Krystallisation beendet und kehren die Mutterlaugen alsdann in die Siedepfannen zurück.

C. Die metallurgische Zugutemachung der Rammelsberger Erze.

1. Allgemeines.

Die Rammelsberger Erze bestehen, wie aus den oben mitgetheilten Analysen hervorgeht, aus 4 wesentlich von einander verschiedenen Sortimenten, welche bei ihrer Zugutemachung von einander getrennt gehalten werden. Die Bleierze, melirten Erze und reichen Kupfererze werden dem Schacht-ofen-Schmelzprocess unterworfen, während die ordinären Kupfererze auf nassem Wege nach dem in England auf kupferhaltige Kiesabbrände angewendeten Extractionsverfahren verarbeitet werden. Der Kniest dient als Zuschlagsmittel bei mehreren Schmelzprocessen.

Der Gang der verschiedenen Operationen ist in allgemeinen Umrissen folgender:

1. Die Bleierze werden nach vorheriger Abröstung und theilweiser Auslaugung unter Gewinnung von Zinkvitriol auf silberhaltiges Werkblei verschmolzen, welches dem Abtreibeprocess unterworfen wird.

2. Die melirten Erze werden wie die Bleierze zunächst geröstet und sodann auf ein silberhaltiges Werkblei und auf Kupferstein verarbeitet. Ersteres wird abgetrieben, der letztere wird einem Concentrationsschmelzen unterworfen und sodann gemeinschaftlich mit dem Kupferstein von den reichen Erzen weiter verarbeitet.

3. Die reichen Kupfererze verschmilzt man nach vorhergehender theilweiser Abröstung zu einem Rohstein von 35 bis 40 pCt. Cu. Letzterer wird zu Concentrationsstein von 66 bis 70 pCt. Kupfer unter Ausscheidung von silberreichem Schwarzkupfer weiter verarbeitet.

4. Die ordinären Kupfererze werden chlorirend abgeröstet, sodann mit Wasser und verdünnten Säuren extrahirt und das Kupfer mit metallischem Eisen gefällt.

5. Den Concentrationsstein sowie das Cementkupfer verarbeitet man im Flammenofen, und zwar theils auf silberhaltige Kupfergranalien, theils auf silberarmes Rohkupfer, welches als solches in den Handel geht.

6. Die Kupfergranalien werden in den Vitriolsiedereien mit verdünnter Schwefelsäure zu Kupfervitriol gelöst, der silberhaltige Rückstand wird im Schmelzprocesse auf güldisches Blicksilber weiter verarbeitet.

7. Das güldische Blicksilber wird in der Goldscheidungsanstalt zu Oker feingebraunt und geschieden.

2. Verhüttung der Bleierze.

a) Röstung.

Berechnet man nach der oben mitgetheilten Analyse die mineralogische Zusammensetzung der Bleierze, so bestehen dieselben nach abgerundeten Zahlenwerthen aus folgenden Mineralien:

36,0 pCt.	Zinkblende,
24,0 „	Schwefelkies,
16,0 „	Schwerspath,
14,0 „	Bleiglanz,
1,5 „	Kupferkies.
8,5 „	Gangarten,
100,0 pCt.	

Die Verhüttung der fraglichen Erze, deren Zusammensetzung wegen des hohen Blendegehaltes eine ungünstige ist, erfolgt mittelst des sogenannten Röstreductionsverfahrens, welches bereits seit mehreren Jahrhunderten auf den Unterharzer Hütten angewendet und bis in die neueste Zeit mit geringen Modificationen beibehalten ist. Zunächst kommt es bei dieser Zugutemachungsmethode darauf an, die Schwefelungen der Metalle durch Abröstung so vollständig als möglich in Oxyde überzuführen, da anderenfalls bei dem nachfolgenden reducirenden Schmelzen eine Separation des Bleis von den Schwefelungen des Eisens und Zinks nicht zu erreichen ist. Ist der Schwefelrückhalt der gerösteten Bleierze noch bedeutend, so hat dies die Bildung eines Steins zur Folge, der seinen Hauptbestandtheilen nach aus Schwefeleisen und Schwefelzink besteht, gleichzeitig aber auch viel Schwefelblei aufnimmt, welches sich der Gewinnung entzieht. Bei einer mehr vorgeschrittenen Röstung, nach welcher der Schwefelkies vollständig zersetzt, die Blende und der Bleiglanz aber noch theilweise als solche vorhanden sind, findet zwar eine Ausscheidung von Stein nicht statt, dagegen werden mit den Schwefelungen des Zinks auch diejenigen des Bleis in grösserem oder geringerem Maasse in die Schlacken geführt, wodurch eines Theils das Bleiausbringen beeinträchtigt, anderen Theils der Hochofenprocess gestört wird; da die blende-haltige Schlacke sehr zähflüssig ist und einen regelmässigen Niedergang der Beschickungssäule verhindert.

Führt man dagegen die in den Bleierzen enthaltenen Schwefelungen so vollständig in Oxyde über, dass das Röstgut höchstens noch 5 pCt. Schwefel enthält, so scheidet sich das Blei beim reducirenden Schmelzen ziemlich vollständig im metallischen Zustande aus, während die baryt- und eisen-oxydulhaltige Schlacke, welche nunmehr das Zink mehr in der Form des Oxydes als des Schwefelzinks aufnimmt, dünnflüssig bleibt und nur einen mässigen Bleigehalt zeigt (0,5 pCt.).

So wichtig nun auf der einen Seite eine vollständige Abröstung der Bleierze ist, so ist man auf der andern Seite wegen der Geringwerthigkeit dieser Erze gezwungen, ein möglichst einfaches und wenig kostspieliges Röstverfahren anzuwenden, und hat man deshalb die seit langen Jahren übliche Haufenröstung, welche den angestrebten Zweck erfüllt, beibehalten. Eine Modification des alten Verfahrens ist nur insoweit eingetreten, als man die kiesigen Bleierze, etwa $\frac{1}{3}$ der ganzen Menge, in den Röstöfen der Schwefelsäurefabriken zu Oker einer Vorröstung unterwirft.

Was die kiesarmen Bleierze anbetrifft, so werden dieselben einer dreimaligen Röstung in freien Haufen unterworfen. Die Stellen für die erste Röstung legt man im Freien an. Dieselben werden in einer Grösse von 81 □m. hergestellt, indem man die Sohle etwa 0,5 m. hoch über das Niveau des Hüttenplatzes mit Thon und Erzklein aufstampft, damit die Luft ungehinderten Zutritt zu dem Rösthaufen erhalte. Auf die Röstesohlen schichtet man 18 bis 21 cbm. Holz mit der Vorsicht auf, dass mehrere zur Circulation der Luft dienende Canäle entstehen, welche in einen Hauptzug münden. Auf dieses Holzbett stürzt man zunächst einen Kern von 1400 bis 1500 Ctr. grober Erzstücken (Stufferz) auf, hierüber 850 bis 950 Ctr. Berg- und Waschkern (d. s. Erzstücke von 4 bis 6 cm. Seitenlänge) und endlich 80 bis 100 Ctr. Gräupel. Nachdem man sodann den Rösthaufen zu der Form einer abgestumpften Pyramide eingeebnet hat, bedeckt man deren Seitenwände mit geröstetem Erzklein und steckt sodann das Röstbett an derjenigen Seite des Rösthaufens in Brand, welche vor dem zur Zeit

herrschenden Winde geschützt ist, so dass das Feuer dem Winde entgegen fortschreiten muss. Die Rösthaufen, deren Seitenlänge unten 8,5 und oben 3,5 m. beträgt, enthalten 2400 bis 2500 Ctr. Erz und brennen 15 bis 16 Wochen. Während der Röstung hat man darauf zu halten, dass die Seitenwandungen mit Erzklein stets bedeckt gehalten werden, so dass die Röstgase seitlich nicht entweichen können.

In Folge der beschriebenen Anordnung der Rösthaufen schreitet die Röstung allmählig von der Sohle nach der Decke vor und sind die heissen Röstgase gezwungen, die darüber liegenden Erze zu durchdringen und dieselben zur Abröstung vorzubereiten. Da der Luftzutritt ein beschränkter ist, so wird beim Beginne der Röstung die zuströmende atmosphärische Luft schon in dem unteren Niveau des Rösthaufens ihres Sauerstoffgehaltes soweit beraubt, dass in dem oberen Niveau eine oxydirende Einwirkung nicht mehr stattfinden kann; es sind deshalb die Bedingungen gegeben, dass durch die hohe Temperatur, welche die Röstgase besitzen, in den oberen Lagen des Rösthaufens eine Sublimation von Schwefel aus den kiesigen Beimengungen der Erze stattfinden kann. In der That hat man nicht unerhebliche Mengen von Schwefel bei diesem Röstprocesse gewonnen, bevor die kiesreichen Erze zur Säurefabrikation ausgehalten wurden. Das Verfahren bei dieser Gewinnung, welches gegenwärtig fast nur noch ein historisches Interesse bietet, ist folgendes:

12 bis 14 Tage, nachdem der Rösthaufen in Brand gesteckt ist, beginnt die Sublimation des Schwefels, was man an den Schwefelabscheidungen auf der Oberfläche des Rösthaufens erkennt. Es werden nun mit bleiernen Kolben 25 halbkugelförmige Vertiefungen von 0,2 m. Tiefe und 0,2 m. Durchmesser 0,4 m. weit vom Rande des Rösthaufens in die Oberfläche desselben gestossen und mit feingesiebttem Schwefelkies ausgeschlagen. Durch diese Oeffnungen entweicht ein grosser Theil der schwefelhaltigen Röstgase und condensiren sich die Schwefeldämpfe theilweise bei der Berührung mit der äusseren Luft. Durch die Wärme des Rösthaufens wird der Schwefel, der sich in den Vertiefungen ansammelt, flüssig gehalten, so dass derselbe von Zeit zu Zeit ausgeschöpft werden kann.

Nachdem die erste Röstung der Bleierze beendet ist, werden dieselben in überdachten Räumen noch zweimal nachgeröstet. Die Erze enthalten neben unzersetzten Schwefelungen, die sich namentlich in den Kernen der grösseren Stücke vorfinden, viel schwefelsaure Salze, namentlich schwefelsaures Zink- und Bleioxyd, deren Zersetzung man durch die Nachröstungen bezweckt. In die Nachröstung bringt man übrigens nur die gröberen Stücke — welche zuvor angeschlagen werden, um dem Feuer neue Angriffsflächen zu bieten — gemeinschaftlich mit denjenigen kiesigen Bleierzen, welche in den Schwefelsäurefabriken zu Oker vorgeröstet sind.

Das Erzklein, welches man beim Wenden der Rösthaufen aus der Mitte derselben erhält, ist besonders reich an schwefelsauren Salzen (30 bis 35 pCt.) und wird deshalb zur Darstellung von Zinkvitriol verwendet. Das Deckenerz dagegen, d. i. das Erzklein von der Oberfläche der Rösthaufen, welches wegen seines geringeren Gehaltes an schwefelsauren Salzen zur Vitrioldarstellung nicht geeignet ist, auf der anderen Seite aber auch wegen seiner feinkörnigen Beschaffenheit einer Nachröstung nicht unterworfen werden kann, lässt man längere Zeit im Freien lagern, wodurch dasselbe einem natürlichen Auslaugungsprocess unterworfen und zum Theil von dem schwefelsauren Zinkoxyd befreit wird, welches bei der nachherigen Verschmelzung ebenso nachtheilige Wirkungen ausübt als die Blende.

Die Anordnung der Rösthaufen geschieht bei der Nachröstung der Erze in ähnlicher Weise, wie dies eben auseinandergesetzt ist. Die Röstung dauert im zweiten Feuer 6 bis 7 Wochen und im dritten Feuer 3 bis 4 Wochen. Der Schwefelgehalt der gut gerösteten Bleierze beträgt noch 4 bis 5 pCt.

b) Darstellung von Zinkvitriol.

Der Zinkvitriol findet in der Industrie nur eine beschränkte Verwendung und benutzt man deshalb zu dessen Darstellung nur dasjenige Material, welches sehr reich an schwefelsauren Salzen ist. Bei dessen Verarbeitung geht man mehr auf eine einfache und billige Fabrikationsmethode, als auf eine vollständige Ausnutzung des in reichlicher Menge zur Verfügung stehenden Materials hinaus.

Zunächst wird das vitriolhaltige Erzklein in Auslauekasten von 3 cbm. Inhalt gebracht und darin mit Wasser angerührt, wobei durch Auflösung der wasserfreien Salze eine Wärmeentwicklung stattfindet. Man erhält dabei Rohlaugen von 16 bis 18° B., welche nochmals zur Auslaugung von frischem Erz verwendet und dadurch auf 30 bis 32° B. angereichert werden. Das einmal ausgelaugte Erz wird in die Nachlauekasten umgeschlagen und von Neuem mit frischem Wasser behandelt. Die dabei resultirenden Laugen werden repetirt bis sie 30° B. wiegen.

Das aus den Nachlauekasten ausgeschlagene Erz trocknet man soweit als thunlich im Freien; eventuell benutzt man zu dem Zwecke einen Trockenofen und übergibt sodann das trockne Erzklein dem Schmelzprocess.

Die vitriolhaltigen Rohlaugen gelangen zunächst in Klärsümpfe und werden sodann in die Siedepfannen gehoben, welche aus Bleiblechen hergestellt sind und ca. 7 cbm. Fassungsraum haben. In diesen Pfannen wird die Lauge 6 bis 7 Stunden lang bis nahe zum Sieden (70° R.) erhitzt. Man beabsichtigt hierdurch, eine Abscheidung der Eisensalze herbeizuführen, welche neben dem schwefelsauren Zinkoxyd in Lösung gegangen sind und durch deren Beimengung der Zinkvitriol unbrauchbar werden würde. Durch das Erhitzen der Laugen wird die Ueberführung der Eisensalze in basische unlösliche Verbindungen eingeleitet. Sobald diese Reaction eintritt, was man leicht erkennt, werden die Laugen in Klärbütten, sogenannte Schierbütten abgelassen, in denen sich nach Verlauf von 12 bis 13 Tagen die Abscheidung der basischen Eisensalze vollzieht. Man drückt hierauf die „geschierten“ Laugen in die Siedepfannen zurück und dampft bis zur beginnenden Ausscheidung von Zinkvitriol — 58 bis 60° B. — ab. Die Garlaugen lässt man zunächst in einem Kühlkasten 18 bis 20 Stunden lang kühlen, darauf gelangen sie in die Krystallisationskasten, in denen sich der Vitriol nach Verlauf von 12 bis 14 Tagen ausscheidet.

Die Mutterlaugen werden mehrere Male in die Siedepfannen zurückgedrückt, bis dieselben sich an Eisen- und Kupfervitriol soweit angereichert haben, dass eine Verarbeitung derselben auf gemischte Vitriole oder im Schmelzbetriebe angezeigt erscheint.

Da der Vitriol nur im „calcinirten“ Zustande Handelswaare ist, so muss derselbe von einem Theile seines Krystallwassers befreit werden. Zu dem Zwecke wird der wasserhaltige Vitriol durch Erhitzen in kupfernen Kesseln in seinem Krystallwasser geschmolzen, 3 bis 4 Stunden lang fortwährend umgerührt, dann in grosse hölzerne Tröge geschöpft und mit hölzernen Spateln darin hin und her bewegt. Nach dem Erstarren wird die Masse noch mehrmal umgestochen, damit dieselbe ein feinkörniges Ansehen erhält. Zur Entfernung der grösseren Stücke wird der Vitriol schliesslich nochmals gesiebt und sodann in den Handel gegeben.

Der Harzer Zinkvitriol zeichnet sich durch seinen Gehalt an Mangan aus, welches eine im Handel gern gesehene Beimengung des Zinkvitriols zu sein scheint. Eine im Oker'schen Laboratorium ausgeführte Analyse ergab folgende Bestandtheile:

ZnO	= 25,45 pCt.,
MnO	= 2,32 „
FeO	= 0,47 „
SO ₃	= 29,54 „
HO	= 41,67 „
CuO	= Spur
Summe	99,45 pCt.

c) Verschmelzen der Bleierze.

Wie aus dem oben Gesagten hervorgeht, bestehen die in den Schmelzbetrieb gelangenden Bleierze aus drei Sortimenten, nämlich dem dreimal gerösteten Erz, dem Deckenerz und dem zur Zinkvitriolgewinnung benutzten Erzklein. Im Durchschnitt enthält dieses Erzgemenge nach älteren Untersuchungen an Hauptbestandtheilen:

9	pCt. Bleioxyd (nach der Schwefelsäureprobe),
25	„ Zinkoxyd,
25	„ Eisenoxyd,
5	„ Schwefel (theils in Form von Schwefelsäure),
20	„ Schwerspath,
0,75	„ Kupfer,
0,015	„ Silber.

Zur Verschmelzung der Erze verwendet man zweiförmige Schachtöfen, deren Construction aus Tafel VI. Fig. 5 bis 7 ersichtlich ist. Die Höhe dieser Oefen von der Hüttensohle bis zur Gicht a beträgt 4 m., die Höhe der Formen c über der Herdsohle b 0,28 bis 0,3 m., die Breite des Ofens an der Vorwand, sowohl oben als unten, 0,5 m., an der Hinterwand dagegen oben 0,9 m. und unten 1 m. Die senkrecht stehende Vorwand des Ofens ist von der Rückwand desselben an der Gicht 0,85 m. und im Formenniveau 1,1 m. weit entfernt. In der Zeichnung bedeutet e den Stechherd, f die Schlackentrift, g den Rauchmantel und d den sogenannten Zinkstuhl. Letzterer besteht aus einer senkrecht zur Vorwand stehenden Platte, welche mit Holzkohlenklein ausgefüllt wird und welche früher, als man den Schmelzbetrieb noch mit Holzkohlen führte, den Zweck hatte, das metallische Zink, welches sich im unteren Niveau der Schmelzzone bildete, aufzunehmen. Seitdem man als Brennmaterial beim Erzschnmelzen nur noch Koks verwendet, findet eine Ausscheidung von metallischem Zink nicht mehr statt. Der Grund hierfür mag theils in der höheren Temperatur der Verbrennungszone gesucht werden, wodurch die Condensation der Zinkdämpfe verhindert wird, theils in der durch die Anwendung der Koks veränderten Beschaffenheit der Verbrennungsgase, die wahrscheinlich innerhalb der Verbrennungszone mehr Kohlensäure enthalten als früher, und welche deshalb unter Bildung von Kohlenoxydgas die Zinkdämpfe zu Zinkoxyd umwandeln.

Die Formen c sind aus Kupfer angefertigt und haben eine Rüsselweite von 5 cm. Dieselben sind so gelegt, dass sie ein geringes Ansteigen nach dem Ofen zu erhalten, und dass die Verlängerungen ihrer Axen sich 0,4 m. vor der Vorwand schneiden. Durch die ansteigende Lage der Formen verhindert man es, dass der Windstrom auf das im Herde ausgeschiedene flüssige Blei trifft, was eine theilweise Verflüchtigung desselben zur Folge haben würde.

Der Herd der Oefen wird aus Gestübbe hergestellt, welches aus drei Volumentheilen Koks klein und einem Volumenthail Lehm zusammengesetzt ist.

Bei der Leitung des Schmelzprocesses hat man vor Allem auf das Verhalten des Zinks Rücksicht zu nehmen. Es ist anzunehmen, dass das Zinkoxyd der Erze bei dem reducirenden Schmelzen in der Schmelzzone des Ofens zum Theil in metallisches Zink verwandelt wird; die Bedingungen zu dessen Bestehen sind jedoch aus den oben angedeuteten Gründen nicht vorhanden, und die Zinkdämpfe verwandeln sich sofort wieder in Zinkoxyd. Letzteres befindet sich nun in äusserst feiner Vertheilung in den Ofengasen suspendirt und entweicht theilweise mit denselben aus der Gicht, theilweise schlägt es sich aber als Sublimat an den Ofenwandungen nieder (Ofengalmei). Ein anderer Theil des in den Erzen enthaltenen Zinkoxyds entzieht sich dem eben beschriebenen Sublimationsprocess und wird als kieselsaures Zinkoxyd in die Schlacke geführt. Das schwefelsaure Zinkoxyd, welches die gerösteten Erze stets enthalten, wird zu Schwefelzink reducirt und letzteres wird gemeinschaftlich mit der unzersetzten Blende von der Schlacke aufgenommen. Es hat sich nun herausgestellt, dass eine sehr basische, eisenoxydul- und barythaltige Schlacke erhebliche Mengen von Zinkoxyd und mässige Quantitäten von Schwefelzink aufnehmen kann, ohne ihre leichtflüssige Beschaffenheit zu verlieren, während eine höher silicirte Schlacke durch die genannten Beimengungen schwer schmelzbar und zähflüssig wird. Man schlägt aus diesem Grunde bei dem Bleierzschmelzen ca. 40 pCt. der eisenreichen Schlacken von dem Kupfererzschmelzen zu Oker (siehe unten) vor.

In früheren Zeiten, als man die Schwefelkiese zur Säurefabrikation noch nicht aushielt, fielen die Bleierze eisenhaltiger aus, als dies jetzt der Fall ist, und hatte man jenes Zuschlagsmittel damals nicht nöthig; man verwendete vielmehr als solvirendes Schmelzmittel hochsilicirte und zugleich bleireiche

Schlacken vom Oberharzer Schmelzprocess, deren Bleigehalt man nutzbar machte. Auch jetzt werden noch geringe Mengen (12 pCt.) Oberharzer Schliechschlacken vorgeschlagen, welche, da sie bei den neueren Schmelzprocessen vollständig bleiarm ausfallen, nur noch die Rolle eines solvirenden zinkfreien Schmelzmittels spielen. Im Ganzen werden somit gegenwärtig ca. 50 pCt. Schlacken vorgeschlagen, womit man eines Theils bezweckt, der Beschickung die für den Schmelzprocess erforderlichen Elemente zuzuführen, anderen Theils dienen aber diese Zuschläge auch dazu, die Beschickungssäule aufzulockern und als leichtflüssige Massen beim Schmelzprocesse das schwerschmelzbare Erz zum Schmelzen zu disponiren und gewissermaassen aufzuschliessen.

Die durchschnittliche Beschickung ist demnach gegenwärtig folgendermaassen zusammengesetzt:

100 Ctr. dreimal geröstete Bleierze, incl. Deckenerz und Laugerückstände; 40 Ctr. Kupfererzschlacken von Oker; 12 Ctr. Oberharzer Schliechschlacken; 1 bis $1\frac{1}{2}$ Ctr. bleiische Zwischenproducte, als Herd und Gekrätz.

Wie erwähnt, schlägt sich das in den Ofengasen fein vertheilte Zinkoxyd an den Ofenwandungen zum Theil nieder und bildet hier Ansätze, durch welche der Ofenschacht nach kurzer Zeit soweit verengt wird, dass ein Ausblasen des Ofens erforderlich ist. Damit nun die Ansätze nicht gar zu schnell anwachsen, darf man den Ofengasen auf ihrem Wege durch die Beschickungssäule nicht allzu grosse Hindernisse entgegen setzen. Man arbeitet deshalb bei mässiger Schachthöhe mit heller Gicht und führt dadurch einen erheblichen Theil des Zinkoxyds mit den Ofengasen ins Freie.

Das Schmelzen geschieht bei einer Windpressung von 25 mm. Quecksilber. Der Satz wird säulenförmig aufgetragen, d. h. das Brennmaterial nach der Vorwand und die Beschickung auf die Formseite. Man bezweckt dadurch, die Rückwandung und die Seitenwandungen des Ofens, welche im massiven Mauerwerk liegen, gegen das Ausbrennen, dem die freistehende, durch die äussere Luft gekühlte Vorwand weniger ausgesetzt ist, zu schützen; auch wird durch den Säulensatz die Schmelzmasse, die sich in dem Vorherde leicht abkühlt, hitziger erhalten.

Als Brennmaterial benutzt man den Obernkirchener Schaumkoks, welcher durch seine poröse Beschaffenheit den Holzkohlen nahe steht, eine nicht sehr hohe Windpressung erfordert, dabei ein kräftiges Reductionsmittel abgibt, und dessen Verbrennbarkeit durch Einhüllung in zähflüssige Schlacke oder feine Erzpartikelchen weniger leicht beeinträchtigt wird, als dies bei dichten Koks der Fall ist.

Man setzt auf 1 Pfd. Koks 5 Pfd. Beschickung. Das tägliche Durchsetzquantum eines Ofens beträgt 145 Ctr. Erz = 220 Ctr. Beschickung, die Dauer der Ofencampagnen nur 10 bis 12 Tage, innerhalb welcher Zeit der Ofen durch zinkische Ansätze soweit verengt wird, dass die Gichten nicht mehr regelmässig folgen können.

Als Producte erfolgen beim Bleierzschmelzen ca. 9 pCt. Werkblei und 2 pCt. eines steinartigen Zwischenproductes, des sogenannten Bleisteins. Letzterer ist richtiger als eine unreine Schlacke zu bezeichnen, welche erhebliche Mengen der Schwefelungen des Zinks und des Eisens aufgenommen hat, und in der sich zugleich ein Theil des in den Bleierzen enthaltenen Kupfers ansammelt. Der Bleistein, welcher sich beim Abstechen des Metalls über dem Werkblei im Stechherde absetzt, wird zwei Mal geröstet und sodann im Hochofen durchgestochen. Diesen Process wiederholt man so oft, bis der erhaltene Concentrationsstein ca. 50 pCt. Kupfer enthält, in welchem Zustande er an die Oker'schen Hüttenwerke zur weiteren Verarbeitung abgegeben wird.

Die Schlacke vom Bleierzschmelzen enthält $\frac{1}{2}$ bis $\frac{3}{4}$ pCt. Blei, und sind deren Hauptbestandtheile nach einer im Oker'schen Laboratorium ausgeführten Analyse folgende:

Kieselsäure . . .	16,90 pCt.,	
Eisenoxydul . . .	35,05	"
Zinkoxyd . . .	19,64	"
schwefelsaurer Baryt	10,24	" = (8,13 pCt. Schwefelbarium),
Thonerde . . .	6,31	"
Kalkerde . . .	6,05	"

Ein Theil der Kieselsäure, Kalkerde und Thonerde der Schlacken rührt von dem Ofenbaumaterial her, welches in der Formengegend stark angegriffen wird.

Zu bemerken ist noch, dass die Bleierzschlacke, trotz ihrer basischen Beschaffenheit, keine Neigung zu Eisenausscheidungen zeigt.

d) Die Verarbeitung des Werkbleies.

Das beim Schmelzprocess erhaltene Werkblei ist durch Schwefelungen des Kupfers und Bleies verunreinigt, welche sich durch einen Saigerprocess von dem metallischen Blei trennen lassen. Man schmilzt zu dem Zwecke das Werkblei in einem Pattinsonkessel von 200 Ctr. Fassungsraum ein, erhitzt bis zur beginnenden Rothgluth und hebt den sogenannten Schlicker mittelst Schaumkellen in einen benachbarten kleineren Kessel ab, in welchem der Abzug durch einen nochmaligen Saigerprocess von dem anhaftenden Blei soweit als möglich befreit wird. Der so erhaltene Schlicker enthält ausser metallischem Blei die Schwefelungen der oben genannten Metalle und ist ausserdem durch Arsen und Antimon stark verunreinigt. Das Product enthält 12 bis 15 pCt. Kupfer und 50 bis 70 pCt. Blei und wird auf den Okerschen Hüttenwerken auf silberhaltiges Kupfer und Blei zu Gute gemacht.

Beim Saigern der Werkbleie fallen im Durchschnitt 85 pCt. gereinigtes Blei mit 0,13 pCt. Silber, welches dem Treibprocess unterworfen wird. Es sind zu dem Zwecke die sogenannten deutschen Treiböfen in Gebrauch, deren Construction ebenso wenig wie der Treibprocess selbst zu besonderen Bemerkungen Veranlassung bietet.

Aus 100 Ctr. Werkblei erfolgen im Durchschnitt 13 Pfd. güldisches Blicksilber mit 95 pCt. feinem Silber und 0,3 pCt. Gold, 40 bis 60 Ctr. Kaufglätte, 15 bis 35 Ctr. Frischglätte, 2 bis 5 Ctr. Abstrich, 20 bis 25 Ctr. Herd.

Die Kaufglätte unterscheidet sich von der Frischglätte bei gleicher chemischer Zusammensetzung durch ihr krystallinisches Gefüge. Sie hat die Eigenschaft, beim Erkalten zu feinkrystallinischen, schuppenförmigen Massen zu zerfallen und wird im Handel in dieser Form gesucht, während die Stückenglätte (Frischglätte) meist unverkäuflich ist und deshalb zu metallischem Blei verfrischt wird. Die Kaufglätte fällt nur in der Mitte des Treibprocesses und sucht man durch vorsichtiges kühles Treiben möglichst grosse Quantitäten davon zu erzeugen. Auf die Entstehung dieses Productes übt ausserdem noch die Art der Abkühlung einen Einfluss aus, und hat man die Erfahrung gemacht, dass die kühle Temperatur der Wintermonate fördernd auf die Bildung desselben einwirkt.

Der Abstrich und die Frischglätte werden in hohen Oefen, die ähnlich wie die Erzschnelzöfen construirt sind, verschmolzen, und zwar der erstere auf Antimonialblei, die letztere auf Frischblei. Als Brennmaterial verwendet man aus den oben angedeuteten Gründen den Obernkirchener Schaumkoks, als Zuschlagsmaterial wechselnde, möglichst geringe Quantitäten der Schlacken von der eigenen Arbeit. Letztere reichern sich allmähig an Blei an (10 bis 20 pCt. Blei) und werden in Folge ihres hohen Kieselsäuregehaltes, der von der Asche des Brennmaterials und von den Ofenwandungen herrührt, sehr zähflüssig; man muss deshalb die Frischschlacken, welche als Vorschläge bei der Erzarbeit wieder Verwendung finden, von Zeit zu Zeit durch basische Schlacken vom Kupfererzschmelzen ersetzen. Man arbeitet mit dunkler Gicht, ansteigender Formlage, ca. 20 mm. Quecksilberpressung und, soweit sich dies erreichen lässt, mit Nase, um die Formengegend zu schützen. Man hat hierauf bei dieser Arbeit besonders zu achten, weil das Bleioxyd die Ofenwandungen unter Bildung eines Bleisilicats sehr energisch angreift. Aus diesem Grunde führt man auch den Satz derartig, dass die Zuschlagsschlacke mehr auf die Formengegend, die Glätte an die Seitenwandungen und der Koks auf die Vorwand des Ofens zu liegen kommt.

In 24 Stunden setzt man ca. 200 Ctr. Glätte durch und verbraucht dazu 40 Ctr. Koks.

Das Frischblei sowie das Antimonialblei, welches letztere 15 bis 20 pCt. Antimon enthält, werden durch Umschmelzen in eisernen Kesseln einem Raffinationsprocess unterworfen und sodann in den Handel gegeben.

3. Verhüttung der melirten Erze.

Nach der Eingangs mitgetheilten Analyse ist die mineralogische Zusammensetzung der melirten Erze etwa folgende:

28 pCt.	Zinkblende,
25 „	Schwefelkies,
15 „	Kupferkies,
11 „	Bleiglanz,
14 „	Schwerspath,
7 „	sonstige Gangarten incl. Schwefelmangan etc.
100 pCt.	

Die melirten Erze tragen hiernach im Allgemeinen noch den Charakter der Bleierze und unterscheiden sich von denselben hauptsächlich nur durch ihren grösseren Gehalt an Kupferkies. Bei der Zugutemachung der fraglichen Erze kommen somit auch im Wesentlichen die Principien zur Anwendung, welche bereits in dem vorstehenden Capitel angedeutet sind; es tritt jedoch dabei die Modification ein, dass die Verschmelzung zugleich auf die Zugutemachung des Bleies und Kupfers gerichtet ist. Eine gute Abröstung ist bei den melirten Erzen, ebenso wie bei den Bleierzen, die Vorbedingung zur Durchführung des Schmelzprocesses, und hat es sich erfahrungsmässig herausgestellt, dass der Schwefelgehalt der gerösteten melirten Erze 6 bis 7 pCt. nicht übersteigen darf, wenn man ein einigermaassen befriedigendes Metallausbringen erzielen will. Dieser Schwefelgehalt ist noch vollständig ausreichend, um das Kupfer zu decken und zur Bildung des sogenannten Bleisteins Veranlassung zu geben.

Da die melirten Erze in den Schwefelsäurefabriken einer Vorröstung unterworfen werden, wodurch deren Schwefelgehalt auf 10 bis 12 pCt. herabgedrückt wird, so bedarf es nur einer zweimaligen Nachröstung, die, ähnlich wie bei den Bleierzen, in Haufen unter Bedachung vorgenommen wird. Bevor man die Erze in die Röstung bringt, trennt man das Feine von den grösseren Stücken durch Ausrättern und benutzt dasselbe als Unterlage für die Rösthaufen, welche 3000 bis 5000 Ctr. Erz enthalten. Man rechnet beim „ersten Feuer“ pro 100 Ctr. Erz einen Holzverbrauch von 1 cbm., beim „zweiten Feuer“ einen solchen von 0,9 cbm. Ein Rösthaufen von 3000 Ctr. Inhalt brennt im ersten Feuer ca. vier Wochen, im zweiten dagegen ca. drei Wochen. Beim Wenden wird das Feine von dem Groben separirt und wiederum als Unterlage für das „zweite Feuer“ benutzt, die gutgerösteten Partien werden ausgehalten und der Rest, bevor er auf das Holz gebracht wird, angeschlagen, um der Röstung neue Angriffsflächen zu schaffen.

Die Verschmelzung der melirten Erze geschieht in zweiförmigen Schachtöfen, welche ähnlich wie die zum Bleierzschmelzen verwendeten Oefen construiert sind. Die Höhe derselben von den Formen bis zur Gicht beträgt 2,75 m., die Breite des Ofens an der Vorwand sowohl oben als unten 0,34 m., an der Hinterwand 0,68 m. Die Vorwand des Ofens ist von der Rückwand desselben an der Gicht 0,88 m. und im Formenniveau ebenfalls 0,88 m. entfernt. Man wendet gusseiserne Wasserformen an, deren Axe horizontal liegt. Während man, wie schon erwähnt ist, beim Bleierzschmelzen den Formen eine ansteigende Lage gibt, um der Verflüchtigung des Bleies entgegenzuwirken, pflegt man bei kupferreichen Geschicken den Formen eine schwache Neigung nach dem Vorherde zu geben, um die Schmelzone dem Herde näher zu rücken und das Auflegen von erstarrten, schwer schmelzbaren kupferhaltigen Producten in demselben zu verhüten. Bei der Verschmelzung der melirten Erze hält man zwischen beiden Formlagen die Mitte. Als Zuschlagsmaterial verwendet man aus den bereits oben angegebenen Gründen die eisenreichen Schlacken vom Kupfersteinschmelzen (siehe unten), von denen 32 bis 50 Ctr. auf 100 Ctr. Erz vorgeschlagen werden.

Zum Schmelzen benutzt man mittelschwere Koks von Obernkirchen, welche dem Schaumkoks bezüglich ihrer Porosität nahe stehen, vor diesem aber den Vorzug haben, dass sie beim Zerstückeln weniger Krümpfe ergeben. Zur Verschmelzung von 100 Ctr. Erz sind ca. 43 Ctr. Koks erforderlich. Man führt, wie bei der Bleierzarbeit, den Satz säulenförmig, arbeitet mit heller Gicht und 25 mm. Quecksilber Windpressung. Der Zinkgehalt der Erze gibt zur Bildung von zinkischen Ansätzen im

Ofenschachte Veranlassung, doch geht diese Bildung weniger schnell von Statten als bei der Bleierzarbeit, so dass die Oefen Campagnen von 3- bis 4wöchentlicher Dauer ausführen können.

Die Schlacken vom Verschmelzen der melirten Erze enthalten im Durchschnitt 0,3 pCt. Blei und $\frac{3}{4}$ pCt. Kupfer. Der hohe Kupfergehalt erklärt sich dadurch, dass der bei diesem Schmelzen entstehende zinkhaltige Kupferstein in seinem specifischen Gewichte von demjenigen der eisenreichen Schlacken nicht so sehr verschieden ist, dass eine vollständige Separation stattfinden kann; auch die Ofenconstruction, zu der man durch die Beschaffenheit der Erze gezwungen ist, ist für eine sehr vollkommene Separation des Steins von der Schlacke wenig geeignet.

Was die chemische Zusammensetzung der Schlacken anbetrifft, so ist dieselbe derjenigen der Bleierzschlacken ähnlich, wie aus der nachstehenden in neuerer Zeit im Laboratorium zu Oker ausgeführten, jedoch nur auf die Bestimmung der Hauptbestandtheile gerichteten Analyse hervorgeht:

Kieselsäure	19,00 pCt.,
Eisenoxydul	37,70 „
Zinkoxyd	11,90 „
Schwefelbarium	9,56 „
Thonerde	12,10 „
Kalkerde	6,84 „

Als Producte erfolgen beim Verschmelzen der melirten Erze der sogenannte Bleistein und Werkblei.

Ersterer besteht aus den Schwefelungen des Eisens, Kupfers, Zinks und Bleis und ist ausserdem durch Beimengungen von unreinen Schlacken stets mehr oder weniger verunreinigt. Der hohe Zinkgehalt dieses Productes ist besonders bemerkenswerth. Die nachstehende Analyse, bei deren Ausführung auf die Bestimmung der Schlackenbestandtheile keine Rücksicht genommen ist, gibt Aufschluss über die Zusammensetzung des Bleisteins:

Eisen	30,53 pCt.,
Zink	16,35 „
Kupfer	16,81 „
Blei	5,09 „
Schwefel	16,38 „

Der Bleistein wird lediglich auf silberhaltiges Kupfer zu Gute gemacht, weil der hohe Zinkgehalt desselben bei den nachfolgenden Schmelzungen die Abscheidung des Bleies verhindert. Zunächst wird der Stein einer zweimaligen Haufenröstung unterworfen, wobei man in ähnlicher Weise verfährt wie bei der Nachröstung der melirten Erze. Man rechnet auf 100 Ctr. Stein einen Brennmaterialienverbrauch von 1 bis 1,2 cbm. Röstholz; ein Rösthaufen von 2000 Ctr. Inhalt brennt im ersten Feuer ca. 3 Wochen und im zweiten Feuer ca. 2 $\frac{1}{2}$ Wochen. Durch diese Röstung wird der Schwefel des Steins bis auf 4 bis 5 pCt. entfernt.

Bei der nun folgenden Verschmelzung des Bleisteins im Schachtofen auf Concentrationsstein kommen folgende Grundsätze zur Anwendung:

Zur Verschlackung des in dem Steine enthaltenen Eisenoxydes bietet der Eingangs erwähnte Kupferkniest, ein geringwerthiges Kupfererz mit schiefriger Gangart, ein geeignetes Zuschlagsmittel. Dieses Material wird ähnlich wie das Bleierz in zwei Feuern geröstet und dann im Verhältniss von 20 Ctr. Kniest auf 100 Ctr. Bleistein zugeschlagen. Abgesehen von den etwa zur Verfügung stehenden kupferhaltigen Gekrätzen werden anderweitige Zuschläge nicht gegeben.

Obgleich der in dem gerösteten Stein und Kniest enthaltene Schwefel zur Deckung des Kupfers, d. h. zur Umwandlung desselben in Halbschwefelkupfer, noch vollständig ausreichend ist, so scheidet sich trotzdem bei diesem Schmelzen bereits ein, allerdings nur geringer Theil des Kupfers in der Form von unreinem Schwarzkupfer aus, was wohl in folgender Weise zu erklären ist. Das Arsen und Antimon der Erze ist durch die vorhergehenden Röstungen und Schmelzungen nur zum geringen Theil entfernt und haben sich diese Körper mit den übrigen Metallen in dem Bleistein angesammelt. Diese

Beimengungen im Verein mit dem Bleigehalte des Steines verursachen bei dem reducirenden Schmelzen die Entstehung einer antimon- und bleihaltigen Kupferlegirung mit 60 bis 70 pCt. Kupfer, welche zugleich einen relativ erheblichen Theil des in dem Steine enthaltenen Silbers und Goldes aufnimmt. Das in der Beschickung enthaltene Schwefeleisen beeinträchtigt die Bildung jener Legirung nicht, während dasselbe die Ausscheidung von reinerem metallischem Kupfer, wegen der grösseren Affinität des letzteren zum Schwefel, verhindern würde. Die Bildung der in Rede stehenden Legirung, welche neben dem Silber und Golde einen grossen Theil der schädlichen Beimengungen des Bleisteins aufnimmt, ist aus den weiter unten anzugebenden Gründen zur Durchführung der nachfolgenden Processe ganz erwünscht.

Die Oefen, in denen der Bleistein verschmolzen wird, sind den oben beschriebenen Schachtöfen ähnlich construirt; die Abweichungen sind mehr oder weniger zufälliger Natur und können deshalb hier übergangen werden. Des hohen Zinkgehaltes der Beschickung wegen arbeitet man mit heller Gicht; es werden in 24 Stunden 125 Ctr. Beschickung durchgesetzt und dabei pro Ctr. Beschickung 33 Pfd. Koks verbrannt. Im Uebrigen wird der Process ganz ähnlich wie bei dem Verschmelzen der melirten Erze geleitet, nur gibt man den Formen aus den bereits oben angedeuteten Gründen eine geringe Neigung nach dem Vorherde zu.

Die Schlacken vom Bleisteinschmelzen enthalten im Durchschnitt $\frac{1}{2}$ pCt. Kupfer und bestehen aus folgenden Hauptbestandtheilen:

Kieselsäure	26,95 pCt.,
Eisenoxydul	42,91 „
Zinkoxyd	2,68 „
Thonerde	14,21 „
Kalkerde	5,08 „

Trotz des hohen Eisengehaltes der Schlacken findet eine Ausscheidung von metallischem Eisen bei diesem Schmelzen nicht statt. Der Grund hierfür liegt unter anderem darin, dass man den Satz säulenförmig führt, wodurch eine innige Berührung des Brennmaterials mit der Beschickung verhindert und die reducirende Einwirkung des ersteren auf die letztere abgeschwächt wird.

An Producten erfolgen bei dem Bleisteinschmelzen eines Theils die sogenannten Bleisteinkönige, d. i. die oben erwähnte speisige Legirung mit ca. 60 bis 70 pCt. Kupfer und 0,25 pCt. Silber, anderen Theils ein Kupferstein, der sogenannte Kupferrohstein, mit 0,06 pCt. Silber und 40 pCt. Kupfer. Von der weiteren Verarbeitung dieser Producte wird weiter unten die Rede sein.

Was die Verarbeitung des beim Verschmelzen der melirten Erze erhaltenen Werkbleies anbetrifft, so erfolgt dieselbe nach den beim Bleierzschmelzen bereits besprochenen Grundsätzen. Das fragliche Product zeichnet sich durch seinen höheren Silbergehalt aus (0,17 bis 0,2 pCt.) und ist zugleich relativ reicher an Gold. Letzteres Metall scheint sich noch mehr als das Silber in gewissen Zwischenproducten anzusammeln, die aus Blei, Kupfer, Arsen und Antimon bestehen. Zu bemerken ist noch, dass das Werkblei von dem Verschmelzen der melirten Erze viel Kupfer aufgenommen hat, welches sich beim Saigern nur unvollständig abscheiden lässt und welches beim Abtreibeprocess zum grössten Theil in die Glätte übergeht. Letztere ist aus diesem Grunde nicht verkäuflich; dieselbe wird zu Blei verfrischt, welches durch einen nochmaligen Saigerprocess so weit als möglich gereinigt wird.

Nach den in neuerer Zeit im Probirlaboratorium zu Oker ausgeführten Untersuchungen enthielt die Glätte vom Vertreiben der melirten Werke im Durchschnitt: 88 pCt. Blei, 1,06 pCt. Kupfer, 0,002 pCt. Silber; der Abstrich von derselben Arbeit dagegen: 81 pCt. Blei, 6,15 pCt. Antimon, Spuren Arsen, 1,4 pCt. Kupfer, 0,002 pCt. Silber. Das Blicksilber enthält durchschnittlich: 95 pCt. Silber und 0,75 pCt. Gold.

Von der Verarbeitung der beim Saigern der Werkbleie erhaltenen Legirung, dem sogenannten Schlicker, wird nachstehend noch die Rede sein.

4. Die Verhüttung der reichen Kupfererze.

Die Erzsortimente welche man unter der Benennung der reichen Kupfererze zusammenfasst, haben im grossen Durchschnitt etwa folgende mineralogische Zusammensetzung:

12	pCt. Zinkblende,
25	„ Schwefelkies,
45	„ Kupferkies,
5	„ Bleiglanz,
7	„ Schwerspath,
6	„ sonstige Gangarten.

Im Einzelnen ist die Zusammensetzung dieser Erze jedoch eine sehr schwankende, indem der Kupferkies bald in höherem, bald in geringerem Grade durch Schwefelkies vertreten wird, so dass man es theils mit nahezu reinen Kupferkiesen, theils aber auch mit kupferkiesreichen Schwefelkiesen zu thun hat. Man scheidet nun die fraglichen Erze nach ihrem Kupfergehalte in zwei Sortimente, von denen das eine zwischen 9 und 15 pCt., das andere zwischen 15 und 22 pCt. Kupfer enthält. Das erstgenannte Sortiment lässt sich in den Röstöfen der Schwefelsäurefabriken noch mit einigem Vortheil abrösten und dadurch für die Verschmelzung vorbereiten; bei den kupferreicheren Erzen ist eine derartige Abröstung nicht mehr ausführbar, weil dieselben beim Erhitzen durch Decrepitiren zu feinem Pulver zerspringen und weil dieselben ausserdem nur sehr verdünnte Röstgase abgeben. Durch die Eigenschaft des Kupferkieses, in der Hitze zu decrepitiren, sind übrigens auch die Versuche missglückt, die reicheren Kupfererze auf Holzbetten in freien Haufen abzurösten.

Den Hüttenwerken steht hiernach ein Erzgemenge zur Verfügung, von dem etwa die Hälfte bis zwei Drittel in den Schwefelsäurefabriken auf ca. 10 pCt. Schwefel abgeröstet ist, während der Rest der reichen Kupfererze sich im rohen Zustande befindet.

Dieses Erzgemisch wird in vierrörmigen Schachtöfen auf einen Rohstein verschmolzen und kommen bei dieser Operation folgende Grundsätze zur Geltung.

Der hohe Eisengehalt der reichen Kupfererze würde nothwendig eine Ausscheidung von metallischem Eisen beim reducirenden Schmelzen im Schachtöfen zur Folge haben, wenn man die Abröstung so weit treiben wollte, dass eine nahezu vollständige Umwandlung des Schwefeleisens in Eisenoxyd stattfindet. Es würde ausserdem nicht zu vermeiden sein, dass nach einer so weit getriebenen Abröstung ein Theil des Kupfers in die Rohschlacke übergeht und sich damit der Gewinnung entzieht. Steigt auf der anderen Seite der Schwefelgehalt der Beschickung mehr als nöthig ist, so erzeugt man unnöthig grosse Quantitäten eines kupferarmen Rohsteins, was wiederum ein finanzieller Nachtheil ist. Es hat sich nun bei der Verschmelzung der in Rede stehenden Erze als zweckmässig herausgestellt, wenn der Schwefelgehalt der Beschickung so regulirt wird, dass aus derselben ein Rohstein erfolgt, dessen Kupfergehalt 45 pCt. nicht überschreitet und auf der anderen Seite unter 35 pCt. nicht heruntergeht.

Bei der Zusammensetzung der Rammelsberger Lagerstätte hat man es nun zwar in der Hand, die Erzsartirung so einzurichten, dass die beiden vorerwähnten Sortimente der reichen Kupfererze den gewünschten Schwefelgehalt der Beschickung ergeben; um dieses Ziel jedoch mit grösserer Sicherheit zu erreichen, beabsichtigt man in nächster Zeit einen Fortschaufelungssofen anzulegen, in dem zunächst nur die kupferreichen Schlieche zur Abröstung gelangen werden. Durch den Zuschlag dieser Schlieche wird man den Schwefelgehalt der Beschickung jederzeit reguliren können.

Zur Verschlackung des in der Erzgattirung vorhandenen Eisenoxydes bedient man sich, wie bei dem Bleisteinschmelzen, des gerösteten Kupferkniestes, dessen Kupfergehalt dabei zugleich ohne besondere Kosten nutzbar gemacht wird. Man schlägt dieses geringwerthige, kieselsäurereiche Erz in solchen Quantitäten zu, dass die erfolgende Schlacke etwa 25 pCt. Kieselsäure erhält. Ausser dem Kniest werden der Beschickung noch Schlacken vom Verschmelzen des Kupfersteins zugesetzt. Diese Schlacken

haben eines Theils den Zweck eines solvirenden Schmelzmittels, anderen Theils beabsichtigt man, den Kupfergehalt derselben (0,75 pCt.) nutzbar zu machen. Eine chemische Einwirkung auf die Schlackenbildung hat das fragliche Zuschlagsmaterial nicht, da dessen Eisengehalt (47 pCt. Eisenoxydul) demjenigen der bei dem Schmelzen erfolgenden Erzsclacken nahe steht. Die durchschnittliche Zusammensetzung der Beschickung beim Verschmelzen der reichen Erze ist hiernach folgende: 100 Ctr. Erz, 20 Ctr. Kniest, 60 Ctr. Steinsclacken.

Die Apparate, in denen die Verschmelzung der reichen Kupfererze vorgenommen wird, sind vierförmige Schachtöfen mit kreisrundem Querschnitt (Taf. VI. Fig. 1 bis 4). Die Weite derselben beträgt in der Formgegend 0,9 m., an der Gicht 1,20 m., die Höhe von den Formen bis zur Gicht 2,75 m. Die Lage der 4 gusseisernen Wasserformen ist aus der Zeichnung ersichtlich. Die Oefen sind mit Flugstaubkammern versehen und von massivem Mauerwerk — der Brandmauer — umgeben, welches bei der Anlage der Oefen bereits vorhanden war und früher für andere Schmelzapparate gedient hat. Die Oefen werden als Sumpfföfen zugestellt und zu beiden Seiten des Vorherdes mit Stechherden versehen. Man hat diese Zustellung noch beibehalten, da man bei derselben weniger leicht Eisenausscheidungen zu befürchten hat als bei Anwendung der Oefen mit geschlossener Brust. Wegen der geringen Höhe der vierförmigen Oefen ist deren reducirende Einwirkung keine sehr energische und es kann der Eisenoxydulgehalt der fallenden Schlacken bis auf 46 pCt. gesteigert werden, ohne dass Eisenausscheidungen eintreten.

Da bei dem grossen Durchsetzquantum der Oefen die Gichten schnell wechseln und da die Oefen in ihrem oberen Theile durch das häufige Aufgeben der Beschickung stets kühl gehalten werden, so gelingt es, trotz der geringen Ofenhöhe, die Gicht meist dunkel zu halten und damit grössere Wärmeverluste zu vermeiden.

Als Brennmaterial benutzt man ein Gemenge von mittelschweren Koks von Obernkirchen und von westphälischen Koks mittlerer Dichtigkeit. Man würde aus den schon oben angegebenen Gründen die alleinige Anwendung der porösen Obernkirchener Koks vorziehen, wenn solche in genügender Menge zur Verfügung ständen.

Man setzt im Durchschnitt auf 20 Ctr. Koks 100 Ctr. Beschickung und arbeitet mit 25 mm. Windpressung. Bei Beurtheilung des Koksverbrauchs ist zu berücksichtigen, dass die Beschickung, welche nur 50 pCt. Schlacken enthält, zum grossen Theil aus rohen, schwerschmelzbaren Erzen besteht. Das tägliche Durchsetzquantum beträgt 200 bis 210 Ctr. Beschickung. Man trägt die Gichten nicht in vollständig horizontalen Lagen ein, sondern setzt das Brennmaterial etwas mehr nach der Vorwand des Ofens, da hier die stärkste Abkühlung stattfindet; übrigens sucht man jede Nasenbildung vor den Formen zu vermeiden. Die Oefen arbeiten in langen Campagnen ($\frac{1}{2}$ Jahr) ohne wesentliche Störungen; nur ist es erforderlich, in achttägigen Zwischenräumen den Vorherd neu auszustampfen, was jedesmal einen achttündigen Aufenthalt verursacht.

Neben den vierförmigen Oefen sind auch noch zweiförmige Schmelzöfen, welche ähnlich wie die Bleierzöfen construiert sind, zur Verarbeitung der reichen Kupfererze im Betriebe. Diese Oefen bleiben hinter den vierförmigen Oefen in ihren Resultaten zurück, eines Theils wegen des geringeren Durchsetzquantums, anderen Theils wegen des grösseren Kupfergehaltes der erfolgenden Schlacken. Es ist klar, dass durch die grössere Anzahl der Formen, welche ausserdem auf den Ofenquerschnitt symmetrischer vertheilt sind, die Schmelzung beschleunigt werden muss und dass durch jene Construction zugleich die Bedingungen für eine bessere Separation der geschmolzenen Massen gegeben sind. Man wird aus diesem Grunde beim Kupfererzschmelzen die zweiförmigen Oefen allmählig durch vierförmige Oefen ersetzen.

Die aus den vierförmigen Oefen erfolgenden Schlacken haben einen Kupfergehalt von 0,3 bis 0,5 pCt. und bestehen nach einer im Laboratorium zu Oker ausgeführten Analyse aus folgenden Hauptbestandtheilen:

Kieselsäure	25,24 pCt.,
Eisenoxydul	45,96 „
Zinkoxyd	6,40 „
Thonerde	14,00 „
Kalkerde	4,86 „

Schlacken v. Erzschmelzen

Die basische Beschaffenheit der Schlacke, welche erhebliche Mengen Zinkoxyd aufzunehmen hat, ist aus den oben bereits mitgetheilten Gründen erwünscht. Wegen des hohen Schwefelgehaltes der Beschickung kann das Zink derselben nur in geringem Maasse reducirt und sodann wieder als Oxyd verflüchtigt werden, die Hauptmasse desselben muss vielmehr in den Rohstein und die Schlacke übergeführt werden. In Folge dieses Umstandes bilden sich in dem Ofenschachte auch nur unbedeutende zinkische Ansätze, wodurch wiederum die Ausführung der langen Schmelzcampagnen ermöglicht wird.

Der bei der vorbeschriebenen Arbeit erfolgende Kupferstein — Rohstein — enthält je nach der Beschaffenheit der zur Verschmelzung gelangenden Erze zwischen 35 und 45 pCt. Kupfer, und ergab die Analyse einer Durchschnittsprobe folgende Hauptbestandtheile:

Eisen	25,54 pCt.,
Zink	4,82 „
Kupfer	41,36 „
Blei	3,87 „
Schwefel	21,76 „

Dieser Rohstein wird behufs seiner weiteren Verarbeitung zunächst einer Röstung unterworfen, wodurch der Schwefel desselben soweit entfernt wird, dass bei der nachherigen Verschmelzung ein Concentrationsstein von 65 bis 75 pCt. Kupfer, unter gleichzeitiger Ausscheidung von Schwarzkupfer entsteht. Soweit die Apparate der Schwefelsäurefabriken zu diesem Zwecke disponibel sind, erfolgt die Vorröstung des Rohsteins in den oben beschriebenen Schachtröstöfen, wodurch der Schwefel jedoch nur bis auf 10 bis 11 pCt. entfernt wird. Dieser Vorröstung muss deshalb noch eine ein- bis zweimalige Nachröstung auf Holzbetten folgen, nach deren Ausführung das Röstgut noch 4 bis 5 pCt. Schwefel enthält. Soweit die Schwefelsäurefabriken zur Abröstung des Rohsteins nicht in Anspruch genommen werden können, wird derselbe durch eine dreimalige Haufenröstung bis zu der eben bezeichneten Grenze abgeröstet.

Je weiter man den Rohstein abröstet und je grösser demnach die Masse des beim Schmelzen erfolgenden Schwarzkupfers wird, um so mehr concentrirt man das in dem Rohstein enthaltene Silber und Gold in jenem Producte und um so silberärmer fällt der Concentrationsstein aus. Man hat es hiernach durch die Leitung des Röstprocesses in der Hand, den Silbergehalt der Erze in einem Zwischenproducte anzusammeln, was von grossem Werthe für die Oker'schen Hüttenprocesse ist, da nur die silberreicheren Kupfer auf dem weiter unten zu beschreibenden Wege geschieden werden.

Die Verschmelzung des gerösteten Rohsteins geschieht zur Zeit noch in Schachtföfen und kommen dabei dieselben Apparate und Grundsätze zur Anwendung, welche bei der Besprechung des Bleisteinschmelzens bereits angedeutet sind. Als Zuschlagsmaterial verwendet man 20 bis 30 pCt. Kniest und mitunter auch die beim Flammenofenprocess erfolgenden kupferreichen Schlacken.

Man schmilzt mit 0,1 m. langer Nase, 25 mm. Windpressung, setzt in 24 Stunden 150 Ctr. Beschickung durch und rechnet auf 100 Ctr. Beschickung einen Koksverbrauch von 38 bis 40 Ctr.

Die Schlacke enthält 0,6 bis 0,8 pCt. Kupfer und im Uebrigen folgende Hauptbestandtheile:

Kieselsäure	27,14 pCt.,
Eisenoxydul	47,93 „
Zinkoxyd	1,24 „
Thonerde	17,82 „
Kalkerde	3,41 „

Diese Schlacke wird nicht abgesetzt, sondern bei verschiedenen Schmelzarbeiten, welche vorstehend bereits theilweise genannt sind, als solvirendes Zuschlagsmittel wieder verwendet.

Das bei dem Rohsteinschmelzen erfolgende Schwarzkupfer, welches durch Antimon mehr oder weniger verunreinigt ist, enthält 85 pCt. Kupfer und 0,15 bis 0,18 pCt. Silber; der Concentrationsstein dagegen hat einen durchschnittlichen Gehalt von 65 pCt. Kupfer und 0,047 pCt. Silber. Die Hauptbestandtheile desselben sind nach einer kürzlich ausgeführten Analyse folgende:

Kupfer . . .	64,88 pCt.,	
Eisen . . .	8,98 „	
Blei . . .	2,95 „	<i>Can. auf Schmelzen</i>
Zink . . .	1,84 „	
Schwefel . .	20,79 „	

In derselben Weise wie der Rohstein von den reichen Erzen wird auch der aus dem Bleistein hervorgegangene Bleisteinrohstein, von dem oben bereits die Rede gewesen ist, zu Gute gemacht; auch sind die bei diesem Schmelzen erfolgenden Producte den oben beschriebenen analog zusammengesetzt.

Die weitere Verarbeitung des Concentrationssteins sowie des Schwarzkupfers wird weiter unten besprochen werden.

Beiläufig mag noch bemerkt werden, dass man beabsichtigt, die Concentration des Rohsteins demnächst nach dem englischen Verfahren in Flammenöfen auszuführen.

5. Die Zugutemachung der ordinären Kupfererze auf nassem Wege.

Die ordinären Kupfererze sind als kupferhaltige Schwefelkiese zu betrachten, deren durchschnittliche mineralogische Zusammensetzung nach der Eingangs mitgetheilten Analyse etwa folgende ist:

Schwefelkies	60 pCt.,
Kupferkies	23 „
Blende	6 „
Bleiglanz	2 „
Gangart	9 „

Bei der Zugutemachung dieser Erze sind sowohl die Rücksichten auf eine vortheilhafte Ausnutzung des Schwefels zur Schwefelsäurefabrikation als auf die Gewinnung des Kupfers maassgebend. Die Schwefelsäurefabriken rösten deshalb die ordinären Kupfererze so gut als möglich ab, und überliefern den Hütten die kupferhaltigen Abbrände, deren Kupfergehalt zwischen 6 und 9 pCt. und deren Schwefelgehalt zwischen 5 und 8 pCt. schwankt. Die chemische Zusammensetzung dieser Abbrände ist aus der folgenden Analyse ersichtlich, welche im Laboratorium zu Oker mit einem Probenmaterial angestellt ist, welches dem Durchschnitt einer monatlichen Betriebsperiode entspricht:

Kupfer, hauptsächlich in der Form des Kupferoxyds vorhanden .	7,83 pCt.,
Eisen, vorherrschend als Eisenoxyd vorhanden	40,53 „
Blei (als Bleioxyd)	2,09 „
Silber	0,008 „
Zink (als Zinkoxyd)	1,95 „
Mangan (als Manganoxyduloxyd)	0,40 „
Schwefel	3,80 „
Schwefelsäure (entsprechend 3,8 S)	9,51 „
Thonerde	4,43 „
Sonstige Gangarten	11,65 „

Es ist anzunehmen, dass der Schwefel der Abbrände zum grössten Theil an das Eisen und zum kleineren Theile an die übrigen Metalle gebunden ist, und dass derselbe solchen Erzpartien angehört, die sich der Abröstung entzogen haben und deshalb noch in mehr oder weniger rohem Zustande vorhanden sind. Für diese Vermuthung spricht der Umstand, dass man beim Zerschlagen der Abbrände mitunter Kerne von unzersetztem Kiese beobachten kann. Die Schwefelsäure ist theils an Kalk gebunden, theils an die Metalloxyde und zwar, nach den bekannten Vorgängen bei den Röst-

processen zu schliessen, in erster Linie an das Kupferoxyd und Zinkoxyd und in zweiter Linie an das Eisenoxydul bzw. Oxyd.

Berechnet man den Eisengehalt der Abbrände auf Eisenoxyd bzw. Schwefelkies und das Kupfer auf Kupferoxyd, so ergibt sich folgende, der Wirklichkeit wohl nahe kommende durchschnittliche Zusammensetzung der Abbrände:

Kupferoxyd	9,80 pCt.,
Eisenoxyd (entsprechend 37,2 pCt. Eisen) . .	53,14 „
Schwefelkies (entsprechend 3,8 pCt. Schwefel)	7,13 „
Bleioxyd	2,25 „
Silber	0,008 „
Zinkoxyd	2,43 „
Manganoxyd	0,57 „
Schwefelsäure	9,51 „
Thonerde	4,43 „
Sonstige Gangarten	11,65 „
Summa 100,918 pCt.	

Diese Abbrände wurden nun in früheren Jahren durch Verschmelzung in 2 m. hohen Schachtöfen, den sogenannten Krummöfen, zu Gute gemacht, indem man sogleich beim ersten Schmelzen auf die Bildung eines hochprocentigen Kupfersteins (55 pCt.) und auf die Ausscheidung geringer Mengen Schwarzkupfer — Königskupfer — hinarbeitete. Bei dem bedeutenden Eisenoxydgehalt der Abbrände war die Anwendung höherer Oefen wegen der energischen Reductionswirkung derselben ganz ausgeschlossen, sofern man nicht die Zusammensetzung der Beschickung durch reichlichen Zuschlag kiesel-säurehaltiger Materialien erheblich verändern wollte, wozu man sich jedoch aus ökonomischen Gründen nicht entschliessen konnte. Die Schattenseiten der Krummofenarbeit waren nun: kurze Dauer der Schmelzcampagnen — 48 bis 72 Stunden —, hoher Verbrand und relativ bedeutende Metallverluste durch Flugstaubbildung und Verschlackung des Kupfers. Man hat deshalb seit Jahren eine Verbesserung der fraglichen Processe ins Auge gefasst und hat solche in neuerer Zeit durch Einführung des englischen Extractionsverfahrens erreicht.

Das in Oker ausgeführte Extractionsverfahren beruht in allgemeinen Umrissen auf folgenden chemischen Vorgängen:

Man unterwirft die Kiesabbrände einer chlorirenden Röstung, wodurch der grösste Theil des vorhandenen Kupfers in Kupferchlorid bzw. Kupferchlorür umgewandelt wird; der geringere Theil des Kupfers entzieht sich jedoch diesen Reactionen und bleibt in der Form des Kupferoxydes zurück. Das Zink, Mangan, Silber und Nickel werden durch den chlorirenden Röstprocess nahezu vollständig in Chlorverbindungen verwandelt, während das Eisenoxyd unverändert bleibt.

Der chlorirenden Röstung folgt eine Auslaugung des Röstgutes mittelst der sogenannten Endlaugen, welche sich im Laufe des Processes regeneriren und welche neben Eisenchlorür noch Chloralkalien und schwefelsaure Alkalien in Lösung enthalten. Das in Wasser leicht lösliche Kupferchlorid wird neben den im Röstgute enthaltenen schwefelsauren Alkalien und Chloralkalien sehr leicht von der Endlauge aufgenommen; das in Wasser schwer lösliche Kupferchlorür löst sich bei Gegenwart von Chloralkalien in der Wärme gleichfalls ohne besondere Schwierigkeiten; auf das Kupferoxyd endlich soll das Eisenchlorür der Endlaugen eine lösende Wirkung ausüben, indem sich ersteres in Kupferchlorür bzw. Chlorid, letzteres in Eisenoxyd umsetzt ($2 \text{ Fe Cl} + 3 \text{ Cu O} = \text{Fe}_2 \text{ O}_3 + \text{Cu}_2 \text{ Cl} + \text{Cu Cl}$). Die letztgenannte Reaction scheint jedoch, wenn sie zu einer vollständigen Lösung des Kupferoxydes führen soll, eine innige Mischung der Laugen mit dem Röstgute durch mechanische Hilfsmittel zu erfordern, von deren Anwendung man in Oker Abstand genommen hat. Man begnügt sich vielmehr damit, die Hauptmasse des Kupfers — etwa 75 bis 80 pCt. — mit der Endlauge zu lösen, und zieht es vor, den Rest durch eine Nachlaugung mit verdünnten Säuren in Lösung zu bringen.

Aus den kupferhaltigen Laugen wird das Silber und Kupfer durch metallisches Eisen unter Erwärmung der Laugen bis zum Sieden ausgefällt. Die Langerückstände (Extractionsrückstände),

welche vorzugsweise aus Eisenoxyd bestehen, werden beim Oberharzer Schmelzprocess als ein sehr geeignetes Zuschlagsmaterial verworther.

Was nun die zur Durchführung des Extractionsprocesses dienenden Apparate anbetrifft, so ist die allgemeine Disposition der Anlage aus der Zeichnung Tafel VII. ersichtlich. Die Anstalt ist terrassenförmig angeordnet, um die sehr bedeutenden Transporte der Materialien und die Translocationen der Laugen zu erleichtern. Im oberen Niveau befindet sich der Beschickungsboden a, dem die Abbrände und das Salz durch Hundsläufe zugeführt werden. Daran schliessen sich die beiden Kollermühlen bb an, welche durch die Maschine c von 12 Pferdekräften betrieben werden. In der Regel ist nur ein Kollergang im Betriebe, welcher genügt, um das täglich zur Verarbeitung gelangende Quantum von 300 Ctr. Erz und 45 Ctr. Salz auf 2 mm. Korngrösse zu zerkleinern. Das gemahlene Erz wird mittelst Hundsläufe den drei Röstöfen d zugeführt, welche auf Taf. VII specieller dargestellt sind. Die Oefen werden mit Gas gefeuert, welches in den Generatoren e erzeugt und durch den Hauptcanal f zugeführt wird. Von hier gelangt das Gas in die 5 unter der Ofensohle liegenden Canäle g, in denen es zur Verbrennung gebracht wird. Die hierzu erforderliche atmosphärische Luft tritt durch die Schlitzte h in die Canäle ein. Nachdem die Verbrennungsgase die Sohle des Ofens passiert haben, gelangen sie in den Herdraum selbst, mischen sich hier mit den Röstgasen und treten sodann durch den Fuchs i in den Koksthurm k. Letzterer dient zur Absorption der bei dem Röstprocess entstehenden Salzsäure; er ist mit Koks gefüllt und erhält von oben einen Wasserzufluss, dem die von unten kommenden Röstgase entgentreten. Die verdünnte Salzsäure wird zur Laugerei verwendet, die ausgenutzten Röstgase werden durch die mit den Dampfkesseln in Verbindung stehende Esse aus dem Koksthurm entfernt.

Die Röstöfen sind mit vier Arbeitsöffnungen l und ebenso viel Chargirtrichtern m versehen.

Die Laugung der gerösteten Erze geschieht in den mit Blei ausgeschlagenen Kasten n, die mit einem Losboden versehen sind, auf welchen eine Lage von Stroh als Filter gebracht wird. Die kupferhaltigen Laugen fliessen in die gleichfalls mit Blei ausgeschlagenen Fällkasten o ab, über welche eine gusseiserne Dampfleitung hinweggeführt ist, von der aus der Dampf zur Erwärmung der Laugen in die Fällgefässe einströmt. Die von ihrem Kupfergehalte befreiten Laugen fliessen durch ein in den Fällkasten angebrachtes Haarfilter ab und gelangen in die Reservoirs pp, von wo aus sie nach Bedarf durch einen Injecteur gehoben und zur Auslaugung der Erze von Neuem verwendet werden. Der Boden des Lauge- und Fällgebäudes ist mit Asphalt ausgekleidet, so dass bei etwa eintretenden Undichtigkeiten der Kasten die kupferhaltigen Laugen in die Reservoirs pp abfliessen müssen, welche, wie die Fällkasten, mit metallischem Eisen beschickt werden. Die zur Nachlaugung verwendete verdünnte Säure wird in den Reservoirs q erwärmt. Zur Erwärmung der Laugen und zum Betriebe der Dampfmaschine und des Injecteurs dienen die beiden Cornwall-Kessel r von 9,42 m. Länge und 1,88 m. Durchmesser.

Bezüglich der speciellen Ausführung des Extractionsprocesses ist Folgendes hervorzuheben.

Die Abbrände werden, mit 15 pCt. Stassfurter Kalisalz gemischt, zu 2 mm. Korngrösse zermahlen. Die bei dem Röstprocess wirksamen Bestandtheile des Kalisalzes sind Chlormagnesium, Chlorkalium, Chlornatrium, Chlorcalcium und Wasser. Das gemahlene Gemisch von Abbränden und Salz wird in Chargen von je 50 Ctr. Erz in die Röstöfen eingetragen und innerhalb vier Stunden bis zur schwachen Rothgluth erhitzt. Sobald dieser Zeitpunkt eingetreten ist, unterbricht man die Feuerung und krahlt die Charge ununterbrochen um, deren Temperatur sich in Folge der eingeleiteten chemischen Reactionen zunächst noch von selbst steigert, gegen Ende des Röstprocesses aber wieder zurückgeht. Während der „Krahlperiode“, welche ca. fünf Stunden dauert, werden die Luftschieber der Gasfeuerung geöffnet, um der atmosphärischen Luft Zutritt zu dem Röstgute zu gestatten. Nach Beendigung der Krahlperiode wird das Erz gezogen und der Ofen von Neuem besetzt. Jeder Ofen verarbeitet in 24 Stunden 2 Chargen, also 100 Ctr. Abbrände.

Die chemischen Vorgänge, welche bei dem beschriebenen Röstprocesse stattfinden, lassen sich etwa folgendermaassen erklären.

Die Abbrände enthalten noch unzersetzten Schwefelkies, welcher durch die Erhitzung des Röstgutes zur Abröstung gebracht wird. Es bildet sich schweflige Säure, welche bei hoher Temperatur und bei Gegenwart von Wasserdampf zersetzend auf die Chloralkalien und vermuthlich auch auf das Chlormagnesium in der Weise einwirkt, dass sich unter Entwicklung von Salzsäure schwefelsaure Alkalien bilden. Bekanntlich beruht auf diesen Reactionen die Sulfatfabrikation nach Hargreaves' Verfahren. Die Salzsäure wirkt im Augenblicke ihres Entstehens zersetzend auf die Oxyde des Kupfers, Silbers, Zinks, Mangans und Nickels ein, indem dieselben unter Bildung von Wasser in Chlorverbindungen umgewandelt werden. Das Kupfer geht theils in Chlorür, theils in Chlorid über; da die Chlorverbindungen des Kupfers bei hoher Temperatur flüchtig und wenig beständig sind, so darf man die Rösttemperatur nicht über schwache Rothgluth hinaus steigern. Bei dieser Temperatur wird das in den Abbränden etwa noch enthaltene Halbschwefelkupfer (Kupferkies) nur unvollständig abgeröstet und entzieht sich dasselbe grössten Theils den Reactionen der chlorirenden Röstung.

Nach Vorstehendem ist es zur Durchführung des chlorirenden Röstprocesses erforderlich, dass die Abbrände noch geringe Mengen von unzersetztem Schwefelkies enthalten und dass das Kupfer in der Form des Oxydes und nicht in derjenigen des Halbschwefelkupfers darin enthalten ist. Dem Mangel an rohem Schwefelkies lässt sich nun leicht abhelfen, indem man, wenn die Abröstung in den Fabriken zu weit vorgeschritten ist, was häufig eintritt, einige Procente Kiesschlich den Abbränden zusetzt. Ein hoher Gehalt an Halbschwefelkupfer macht dagegen die Abbrände für den in Rede stehenden Extractionsprocess ganz ungeeignet. Sobald nun der Kupfergehalt der ordinären Kupfererze 8 pCt. überschreitet, findet in den Röstöfen der Fabriken keine genügende Abröstung mehr statt, die Abbrände enthalten in Folge dessen viel Halbschwefelkupfer und sind deshalb vortheilhafter durch den Schmelzprocess zu verarbeiten.

Ueber die Beschaffenheit des chlorirend abgerösteten Erzes geben die nachstehenden Analysen Aufschluss, welche allerdings aus einer früheren Periode herrühren, in welcher man mit einem Zuschlage von ca. 20 pCt. Kaliabfallsalz arbeitete. Der Analyse sind zwei Proben unterworfen worden, von denen die eine in der Mitte des Röstprocesses, die andere nach Beendigung desselben genommen ist. Die Untersuchungen sind zugleich darauf gerichtet worden, zu ermitteln, welche Bestandtheile des Röstguts in Wasser löslich sind.

I. Röstgut in der Mitte des Röstprocesses entnommen:

in Wasser löslich:				in Wasser unlöslich:			
Cu . .	1,94 pCt. berechnet als	CuCl . .	3,11 pCt.,	Cu . .	4,32 pCt. berechnet als	{ CuO*)	5,12 pCt.,
Ag . .	0,003 „ „ „	AgCl . .	0,004 „			{ Cu ₂ S**)	0,29 „
Fe . .	0,74 „ „ „	FeCl . .	1,68 „	Pb . .	0,39 „ „ „	PbO SO ₃	0,57 „
Al ₂ O ₃ .	0,12 „ „ „	Al ₂ O ₃ 3SO ₃	0,39 „			{ Fe ₂ O ₃	45,38 „
Mn . .	0,69 „ „ „	MnCl . .	1,58 „	Fe . .	34,49 „ „ „	{ Fe ₂ O ₃ SO ₃	3,27 „
Ni . .	0,20 „ „ „	NiCl . .	0,44 „			{ FeS ₂	2,64 „
Zn . .	1,60 „ „ „	ZnCl . .	3,40 „	Al ₂ O ₃ .	3,30 „ „ „	Al ₂ O ₃	3,30 „
CaO . .	2,76 „ „ „	CaCl . .	6,27 „	Mn . .	0,03 „ „ „	Mn ₂ O ₃	0,04 „
MgO	} als Sulfate aus Chlorverbindungen			Zn + Ni	0,29 „ „ „	ZnO + NiO	0,36 „
KO				CaO . .	0,45 „ „ „	CaO SO ₃	1,09 „
NaO				SO ₃ . .	1,86 „		
		Summa	35,024 pCt.	S . .	1,47 „		
				Cl . .	Spur		
				Unlöslich in Säuren			2,96 „
						Summa	65,02 pCt.

*) In Salzsäure löslich.

**) In Königswasser löslich.

Sonder-Abdruck aus der Zeitschr. f. Berg-, Hütten- u. Salinenwesen XXV.

6

II. Röstgut nach Beendigung des Röstprocesses entnommen:

in Wasser löslich:			in Wasser unlöslich:		
Cu . . . 3,86 pCt. berechnet als	CuCl . . . 8,17 pCt.,		Cu . . . 2,57 pCt. berechnet als	{ CuO 3,18 pCt.,	
Ag . . . 0,005 „ „ „	AgCl . . . 0,006 „			{ Cu ₂ S 0,03 „	
Fe . . . 0,60 „ „ „	FeCl . . . 1,38 „		Pb . . . 1,17 „ „ „	{ PbO SO ₃ 1,26 „	
Al ₂ O ₃ . . 0,17 „ „ „	Al ₂ O ₃ 3SO ₃ . 0,56 „			{ Fe ₂ O ₃ 47,91 „	
Zn . . . 1,64 „ „ „	ZnCl . . . 3,42 „		Fe . . . 34,56 „ „ „	{ Fe ₂ O ₃ SO ₃ 1,02 „	
Mn . . . 0,75 „ „ „	MnCl . . . 1,71 „			{ FeS ₂ 1,18 „	
Ni . . . 0,07 „ „ „	NiCl . . . 0,15 „		Al ₂ O ₃ . . 0,44 „ „ „	{ Al ₂ O ₃ 0,44 „	
CaO . . . 1,60 „ „ „	CaCl . . . 3,17 „		Zn . . . 0,37 „ „ „	{ ZnO 0,46 „	
MgO			Mn + Ni	Spur	
KO	als Sulfate aus		CaO . . . 0,49 „ „ „	{ CaO SO ₃ 1,19 „	
NaO	Chlorverbindungen 20,50 „		SO ₃ . . . 1,49		
	Summa 39,066 pCt.		Cl . . . Spur		
			S . . . 0,64		
			Unlöslich in Säuren 3,69 „		
			Summa 60,36 pCt.		

Jede Röstpost wird zur Controle des Betriebes auf ihren Gehalt an denjenigen ~~an~~ Kupferverbindungen, welche in Wasser und in Säure löslich sind, untersucht, und hat sich als Durchschnittsergebniss dieser Untersuchungen herausgestellt, dass von dem in den Erzen enthaltenen Kupfer ~~er~~ 75 pCt. in Wasser, 20 pCt. in verdünnter Säure und 5 pCt. in Königswasser löslich sind.

Das Röstgut wird in Quantitäten von je 100 Ctr. in die Laugekasten gebracht ~~ur~~ und hier zunächst mit der sogenannten Endlauge ausgelaugt.

Die chemische Zusammensetzung dieser Endlauge ist zwar keine sehr constante, ~~do~~ doch gibt nachstehende Analyse ein Bild von der durchschnittlichen Beschaffenheit derselben.

100 Theile der Lauge von 1,145 spec. Gewicht = 18° B. enthielten:

Cu	0,015 pCt.
Pb	Spur
FeO	2,14 „
Fe ₂ O ₃	0,15 „
Al ₂ O ₃	0,11 „
ZnO	0,06 „
MnO	0,31 „
CoO + NiO	0,01 „
CaO	0,12 „
MgO	0,52 „
Alkalien	2,61 „
Cl	2,56 „
SO ₃	5,89 „
As + Sb	Spur

Summa der Trockensubstanz 14,495 pCt.

Diese Laugen, welche durch die Translocation mittelst des Injecteurs bereits auf ca. ~~ca.~~ 40° R. erwärmt sind, erhitzen sich, sobald sie mit dem Röstgute in Berührung kommen, durch Auflösung der wasserfreien Salze bis nahe zum Siedepunkte und befördern dadurch den Auslaugprocess. ~~M~~ Nachdem das Röstgut von der Endlauge vollständig durchdrungen ist, öffnet man den Abflusshahn und ~~bd~~ lässt so lange frische Endlauge zufließen, als die unten abfließende Kupferlauge noch eine blaue Färbung zeigt. In vier bis fünf Stunden ist diese erste Periode der Laugereien beendet und haben ~~die~~ die dabei resultirenden Kupferlaugen die aus nachstehender Analyse ersichtliche Zusammensetzung.

100 Theile der Lauge von 1,355 spec. Gewicht = 38° B. enthielten an Trockensubstanzen:

Cu	3,71 pCt.,
Pb	0,01 „
Ag	0,005 „
Bi	Spur
Fe ₂ O ₃ + Al ₂ O ₃	0,29 „
ZnO	4,97 „
MnO	0,58 „
CoO + NiO	0,04 „
CaO	Spur
MgO	0,27 „
Alkalien	10,60 „
Cl	12,56 „
SO ₃	8,95 „
As + Sb	0,32 „
Summa der Trockensubstanz 42,305 pCt.	

Nachdem die erste Laugung beendet ist, lässt man die in den Koksthürmen gewonnene verdünnte Salzsäure, welche zuvor durch Dampf zum Sieden erhitzt ist, in die Laugekasten fließen und bleibt dieses Lösungsmittel 24 Stunden lang mit dem Röstgute in Berührung. Darauf zieht man die kupferhaltige Lauge ab und lässt noch eine dritte Laugung mit verdünnter Schwefelsäure folgen. Man rechnet auf 100 Ctr. Erz 250 Pfd. Rohsäure von 50° B., die jedoch auf 8° B. verdünnt und vor ihrer Anwendung zum Sieden erhitzt wird. Dieses Lösungsmittel bleibt mit dem Erze zwei Tage lang in Berührung und wird keinesfalls früher abgelassen, als bis die entstandene Kupferlauge neutral reagirt. Eine Analyse dieser Laugen ergab folgendes Resultat:

Cu	0,58 pCt.,
Fe ₂ O ₃ + Al ₂ O ₃	2,13 „
ZnO	0,06 „
MnO	0,12 „
Co + Ni	0,02 „
CaO	0,07 „
MgO	0,04 „
Alkalien	0,62 „
Cl	0,13 „
SO ₃	2,39 „
Summa der Trockensubstanz 6,160 pCt.	

Die ersten kupferhaltigen Laugen enthalten den grössten Theil des Silbers und hält man deshalb dieselben von den später entstandenen Laugen, die ein scheidewürdiges Kupfer nicht mehr ergeben, getrennt.

Die Ausfällung des Kupfers erfolgt, wie bereits erwähnt, mittelst metallischen Eisens unter Erwärmung der Laugen, wodurch die Fällung beschleunigt wird. Die Fällgefässe werden stets mit einigen Centnern Abfällen von Schmiedeeisen gefüllt gehalten, welches man ersetzt in dem Maasse, als es sich auflöst. Die Laugen werden je nach ihrem Concentrationsgrade zwei bis dreimal zum Sieden erhitzt, bevor sämtliches Kupfer niedergeschlagen ist, was man durch Probirung mittelst eines blank geschliffenen Eisenstabes ermittelt. Der Fällprocess dauert je nach der Concentration der Laugen ein bis drei Tage und rechnet man auf einen Centner dargestelltes chemisch reines Kupfer einen Eisenverbrauch von ca. einem Centner, was schon darauf schliessen lässt, dass ein grosser Theil des Kupfers in Form des Chlorürs in Lösung gegangen ist.

Das Cementkupfer wird in vierwöchentlichen Zwischenräumen aus den Fällgefässen entfernt und einem Waschprocess unterworfen, wodurch es von dem beigemengten metallischen Eisen und den anhaftenden Salzen befreit wird.

Nach einer im Laboratorium zu Oker ausgeführten Analyse hat das bei 100° C. getrocknete Cementkupfer folgende Zusammensetzung:

Cu	77,45 pCt.,
Pb	0,63 „
Ag	0,10 „
Bi	0,006 „
As	0,04 „
Sb	0,15 „
Fe ₂ O ₃	6,72 „
Al ₂ O ₃	0,99 „
Zn	1,02 „
Mn	0,02 „
Co + Ni	0,03 „
CaO	0,10 „
MgO + Alkalien	2,71 „
SO ₃	4,58 „
Cl	1,19 „
In Säuren unlöslich	0,61 „
Sauerstoff + Feuchtigkeit be- rechnet zu	3,654 „
Summa 100,000 pCt.	

In neuerer Zeit hat man sich damit beschäftigt, einen Theil des in den kupferhaltigen Laugen enthaltenen Silbers durch partielle Ausfällung des Kupfers mit Schwefelnatrium zu gewinnen. Es schliessen sich diese Versuche an das von Lunge veröffentlichte (Dingler's Polytechnisches Journal Bd. CCXIV. Hft. 6, S. 468) englische Verfahren an, wonach man durch eine partielle Ausfällung des Kupfers (ca. 6 pCt.) mit Schwefelwasserstoff in dem erhaltenen Niederschlag von Schwefelkupfer den grössten Theil des Silbers concentriren kann. Die bezüglichlichen Versuche, durch welche die angedeuteten Reactionen bestätigt werden, sind noch nicht abgeschlossen und entziehen sich deshalb der weiteren Besprechung.

Die Extractionsrückstände enthalten je nach der Beschaffenheit der Abbrände einen Kupferückhalt von 0,3 bis 0,8 pCt. Dieselben bestehen nach einer im Laboratorium zu Oker ausgeführten Analyse aus folgenden Hauptbestandtheilen:

Eisenoxyd	79 pCt.,
Thonerde	3 „
Magnesia und Alkalien	1 „
Kalkerde	2,5 „
Schwefelsäure	5,5 „
Gangarten (unlöslich in Säuren)	6 „

Die Rückstände, von denen ca. 75 Ctr. pro 100 Ctr. Abbrände erfolgen, werden, wie bereits erwähnt, als eisenhaltiges Zuschlagsmittel von den Oberharzer Hütten verwendet, und wird dabei deren geringer Rückhalt an Kupfer noch nutzbar gemacht. Es ist ein Vortheil des Extractionsprocesses, dass derselbe in den Rückständen ein Nebenproduct liefert, welches durch seinen hohen Eisenoxydgehalt einen Werth zu mancherlei technischen Verwendungen hat.

6. Die Darstellung von silberhaltigen Kupfergranalien und von Verkaufskupfer im Flammenofen und die Verarbeitung der Garschlacken und Schlicker.

a) Flammenofenarbeit.

In der vorstehenden Beschreibung ist der Unterharzer Kupferhüttenprocess bis zur Darstellung der kupferreichen Zwischenproducte, nämlich des silberreichen Schwarzkupfers, des Concentrationssteins und des Fällkupfers verfolgt worden. Es wurde bereits gelegentlich darauf hingewiesen, dass es bei dem geringen Silbergehalte der Rammelsberger Erze ökonomisch unvortheilhaft sein würde,

das gesammte Kupfer von dem Silber scheiden zu wollen; man begnügt sich vielmehr durch Anwendung der oben bereits angedeuteten Mittel damit, den grösseren Theil des Silbers in gewissen Zwischenproducten zu concentriren und in denselben nutzbar zu machen. Bei der gegenwärtigen Lage des Unterharzer Hüttenbetriebes wird etwa die Hälfte des producirt Kupfers, d. h. 10000 Ctr. pro Jahr, in der Form von silberarmem Rohkupfer mit 0,07 pCt. Silber in den Handel gegeben, während der Rest des Kupfers mit einem Silbergehalte von 0,16 pCt. zu silberhaltigen Granalien verarbeitet wird, welche zum Kupfervitriolhütten-Betriebe abgegeben werden.

Was nun zunächst die Fabrikation der Granalien anbetrifft, so wird zu deren Darstellung das silberreiche Schwarzkupfer und Cementkupfer, sowie ein Theil des Concentrationssteins benutzt. Es kommt bei dieser Fabrikation nicht darauf an, ein gares Kupfer zu erzeugen, sondern es genügt, wenn das Eisen und die Hauptmasse des Schwefels entfernt wird und wenn das Kupfer in eine blättrige, zur Auflösung in verdünnter Schwefelsäure geeignete Form gebracht wird. Etwaige Beimengungen von Antimon, Arsen, Blei und Wismuth beeinträchtigen die weitere Verarbeitung der Granalien zu Kupfervitriol nicht. Zur Darstellung der Granalien aus den vorerwähnten Zwischenproducten bedarf es hiernach nur einfacher Operationen, welche in zwei Flammenöfen Wales'er Construction ausgeführt werden (siehe Taf. VIII, Fig. 1 bis 3).

Die Oefen sind mit liegender Feuerung und gedrücktem, flachem Gewölbe versehen. Die Länge des Herdes beträgt 4,00 m., dessen Breite 2,76 m., die Entfernung der Feuerbrücke von dem Gewölbe 0,46 m., die Höhe derselben über dem Rost 0,61 m. Gegen den Fuchs hin ist das Gewölbe bis zum Niveau der Feuerbrücke niedergeführt; dessen Entfernung von dem Herde beträgt hier 0,39 m. Jeder Ofen ist mit einer besonderen, 13,10 m. hohen Esse versehen, in welche der Fuchs diagonal einmündet. Die Chargirung erfolgt durch zwei Fülltrichter, welche im Gewölbe des Ofens angebracht sind; die Feuerung wird mit Schlackenrost geführt. Alle Constructions Momente sind darauf berechnet, dass die Flamme nur im Herde des Ofens zur vollen Wirkung gelangt, und dass damit, sowie durch eine rationelle Feuerführung das Brennmaterial möglichst vortheilhaft ausgenutzt wird.

Was nun die Operationen selbst anbetrifft, so wird das Cementkupfer vor der Verschmelzung in noch feuchtem Zustande mit einigen Procenten Kokslösche und Thon angebackt, durch welche Zuschläge man eine Verschlackung des vorhandenen Eisenoxys und eine Reduction des Kupferoxyduls bezweckt, welches sich beim Lagern des Cementkupfers an der Luft bildet. Die Masse wird in Ziegelsteinformen gedrückt, getrocknet und sodann unter Zuschlag von Kohlenklein im Flammenofen eingeschmolzen. Die dem Cementkupfer beigemengten basisch schwefelsauren Salze erleiden durch den Kohlenzuschlag eine theilweise Reduction und geben zur Bildung geringer Mengen von Kupferstein Veranlassung, während das vorhandene Eisen durch die kieselsäurehaltigen Zuschläge verschlackt wird. Nachdem die erste Schlacke abgezogen ist, öffnet man die Arbeitsthüren und lässt das Metallbad bis zur beginnenden Erstarrung der dünnen Steinlage abkühlen. Es verwandelt sich dabei bereits der grösste Theil des Halbschwefelkupfers in metallisches Kupfer und wird dieser Umwandlungsprocess durch das nun folgende Wiedereinschmelzen und Hochfeuern des Metallbades vollendet. Darauf öffnet man wieder die Arbeitsthür und leitet durch Abkühlung und Luftzutritt den Bratprocess, d. h. die Entfernung der von dem Kupfer absorbirten schwefligen Säure, ein. Bevor noch diese Periode des Raffinationsprocesses vollständig beendet ist, hat das Kupfer die zur Granalienfabrikation erforderliche Gare und wird dasselbe, nachdem die kupferoxydulreiche Schlacke abgezogen ist, durch eine Stichöffnung in eine mit continuirlichem Wasserzufluss versehene Bütte abgelassen, und zwar in der Weise, dass der Kupferstrahl den Wasserstrahl kreuzt. Nur bei einer bestimmten Gare und Temperatur des Kupfers, welche erfahrungsmässig festgestellt sind, erhält man die Granalien in der erwünschten grossblättrigen Form. Die Flammenöfen werden mit 80 Ctr. Cementkupfer chargirt; die Chargendauer beträgt 18 Stunden und der Verbrand 40 Ctr. Steinkohlen pro 24 Stunden.

Die Verarbeitung des Concentrationssteins auf Kupfergranalien geschieht in der Weise, dass man den Stein zunächst auf Holzbetten einer zweimaligen Röstung unterwirft und sodann den gut

gerösteten Stein, welcher aus einem Gemisch von Halbschwefelkupfer und Kupferoxyd besteht, im Flammenofen einschmilzt. Bekanntlich setzt sich dabei das Halbschwefelkupfer mit dem Kupferoxyd in der Weise um, dass sich metallisches Kupfer und schweflige Säure bildet, und müssten theoretisch in dem gerösteten Stein auf ein Aequivalent Halbschwefelkupfer zwei Aequivalente Kupferoxyd vorhanden sein ($\text{Cu}_2\text{S} + 2\text{CuO} = 3\text{Cu} + \text{SO}_2$). In Wirklichkeit richtet man jedoch die Röstung so ein, dass ein geringer Ueberschuss an Halbschwefelkupfer vorhanden ist, weil sich anderenfalls eine kupferoxydulreiche Schlacke bildet, welche den Quarzherd des Flammenofens stark angreift. Sofern die Röstung des Concentrationssteins zu weit vorgeschritten ist, was man beim Einschmelzen leicht erkennt, setzt man entsprechende Mengen ungerösteten Stein zu und leitet den Process so, dass sich nach dem Einschmelzen eine dünne Steinschicht auf dem Metallbade befindet. Der weitere Verlauf der Operationen ist derselbe, wie bei der Verarbeitung des Cementkupfers. Man setzt bei dieser Arbeit Chargen von 75 Ctr. Stein ein, welche in 22 bis 24 Stunden mit einem Brennmaterialienaufwand von 40 Ctr. Steinkohlen auf Granalien verarbeitet werden.

Was endlich die silberhaltigen Schwarzkupfer anbetrifft, so werden dieselben, sofern sie bleihaltig sind und zugleich eine speisige Beschaffenheit haben, in besonderen Apparaten, nämlich den sogenannten Spleissöfen, granulirt. Diese Oefen sind ähnlich wie die Treiböfen construiert; sie sind mit zwei Düsen versehen, durch welche Gebläsewind auf das Metallbad geleitet wird. Der Herd wird aus Gestübbe geschlagen; zur Feuerung benutzt man Steinkohlen, indem man Unterwind in den geschlossenen Aschenfall einführt.

Zur Verschlackung des in den speisigen Kupfern enthaltenen Antimons und Bleis ist eine kräftige Oxydationswirkung erforderlich, welche man durch Zuführung von Gebläsewind auf das Metallbad erreicht; es bildet sich dabei eine blei- und kupferoxydulhaltige Schlacke „Garschlacke“ in reichlichem Maasse, und ist deshalb die Anwendung von Flammenöfen, deren Quarzherd sehr schnell angegriffen werden würde, ausgeschlossen. Die Spleissöfen arbeiten aus diesem Grunde auch nicht continuirlich, wie die oben beschriebenen Flammenöfen; dieselben erfordern vielmehr, nachdem zwei bis drei Chargen durchgesetzt sind, eine Unterbrechung des Betriebes zur Neuherstellung des Herdes. Man beschränkt deshalb die Spleissofenarbeit auf die sehr unreinen Kupfer, namentlich die Bleisteinsköninge, und setzt die reineren Schwarzkupfer bei der Verarbeitung des silberreichen Concentrationssteins im Flammenofen zu.

Bei der Darstellung des zum Verkauf bestimmten silberarmen Rohkupfers kommt es darauf an, das Arsen und Antimon soweit als möglich zu entfernen, und verwandelt man, um dieses Ziel besser zu erreichen, die für diese Fabrikation bestimmten Zwischenproducte zunächst in Schwarzkupfer. Auch diese Operation erfolgt zum grössten Theil im Flammenofen, indem man das silberarme Cementkupfer, sowie den silberarmen gerösteten Concentrationsstein, wie vorstehend beschrieben ist, einschmilzt, die Charge jedoch vor dem Eintreten des Bratprocesses in Stechherde absticht. Einen anderen Theil des Schwarzkupfers erhält man durch die Verarbeitung der bei den verschiedenen Flammenofenprocessen fallenden Kupferschlacken, welche, da sie das Kupfer meist in der Form des Oxyduls aufgenommen haben, stets silberarm sind. Diese Schlacken werden einem reducirenden Schmelzen im Schachtofen unterworfen, wobei sich nur geringe Mengen Kupferstein bilden, während die Hauptmasse des Kupfers im metallischen Zustande ausgeschieden wird.

Das Schwarzkupfer wird in Chargen von 60 bis 70 Ctr. in die Flammenöfen eingesetzt und einem Raffinationsprocess nach englischer Methode unterworfen, wobei man jedoch nur auf ein Product von mittlerer Qualität hinarbeiten kann, weil das Arsen und Antimon, welches die Rammelsberger Erze führen, sich durch die vorbeschriebenen Processe nicht vollständig entfernen lassen.

b) Verarbeitung der Garschlacken und der Schlicker.

Die bei dem Granuliren der speisigen Schwarzkupfer erfolgenden Schlacken (Gar- und Verblaseschlacken) bestehen der Hauptsache nach aus Oxyden des Bleies, Eisens, Kupfers, Arsens und

Antimons. Da es zweckmässig ist, die beiden letztgenannten Körper aus dem Kreislauf der Oker'schen Processe herauszuziehen, so werden die fraglichen Schlacken auf eine kupferhaltige Speise verschmolzen, welche auf den Oker'schen Werken nicht weiter verarbeitet, sondern als solche verkauft wird. Um bei diesem Schmelzen die Ausscheidung von unreinem Schwarzkupfer zu verhüten, schlägt man einige Procent roher kiesiger Erze zu, durch deren Schwefelgehalt derjenige Theil des Kupfers, welcher nicht in die Arsen- und Antimonlegirung der Speise eintritt, in einen Kupferstein übergeführt wird. Die Speise hat in Folge ihres Arsen- und Antimongehaltes die Eigenschaft, lösend auf metallisches Eisen, bezw. erstarrtes Kupfer einzuwirken, welche Metalle sich in Folge von eingetretenen Unregelmässigkeiten bei den verschiedenen Schmelzprocessen mitunter auf die Sohle der Schachtöfen auflegen. Man benutzt diese Eigenschaft der Speise, um die sogenannten Ofensauen auf billigem Wege zu entfernen, indem man das Garschlackenschmelzen in denjenigen Oefen vornimmt, deren Sohle durch die genannten Metallausscheidungen „angewachsen“ ist.

Bei dem Gaarschlackenschmelzen erfolgen neben geringen Mengen eines silberreichen antimonhaltigen Werkbleies eine Speise mit ca. 35 pCt. Kupfer, 15 pCt. Blei und 1 pCt. Nickel, und ein Kupferstein mit ca. 50 pCt. Kupfer. Das Werkblei und der Kupferstein kehren in die Oker'schen Hüttenprocesse zurück, während die Speise, wie bereits erwähnt ist, daraus durch Verkauf entfernt wird.

Ein anderes Zwischenproduct, dessen Verarbeitung hier noch kurz erwähnt werden mag, sind die beim Saigern der Werkbleie erhaltenen sogenannten Schlicker. Dieselben enthalten ca. 60 pCt. Blei und 15 pCt. Kupfer, welches vermuthlich zum Theil mit dem Blei legirt, zum Theil als Halbschweifkupfer vorhanden ist. Ausserdem ist dieses Product durch Arsen und Antimon stark verunreinigt. Die Schlicker werden in hohen Oefen mit ca. 80 pCt. Kupfersteinschlacken und 40 pCt. rohen kiesigen Erzen verschmolzen, deren Schwefelgehalt dazu dienen soll, das Kupfer in einem Stein anzusammeln. Man erhält bei diesem Schmelzen Werkblei mit ca. 0,17 pCt. Silber, Kupferstein mit ca. 45 pCt. Kupfer und eine kupferhaltige Speise, welche wie die Speise vom Verblaseschlackenschmelzen durch Verkauf aus den Oker'schen Processen entfernt wird.

7. Die Scheidung der silberhaltigen Kupfer und die Darstellung von Kupfervitriol.

Bei dem geringen Gold- und Silbergehalt der aus den Rammelsberger Erzen hervorgehenden Kupferproducte und bei deren Beimengungen von Arsen, Antimon, Blei etc. bleibt von den bisher practisch durchgeführten Methoden der Trennung des Kupfers vom Silber und Golde kaum ein anderer Weg übrig, als diese Scheidung durch Auflösung des Kupfers mit Schwefelsäure unter Darstellung von Kupfervitriol vorzunehmen. Der geringe Kostenpreis der an Ort und Stelle producirten Schwefelsäure, sowie die geringe Qualität der zur Vitriolfabrikation verwendeten Kupfer sind noch besondere Momente, welche für die Anwendung jener Trennungsmethode sprechen.

Der Process beruht auf folgenden chemischen Vorgängen: Heisse verdünnte Schwefelsäure löst unter Mitwirkung des Sauerstoffs der atmosphärischen Luft metallisches Kupfer zu Sulfat auf, während Silber und Gold, ebenso wie etwa vorhandenes arsen- und antimonsaures Bleioxyd als unlöslich zurück bleiben. Eisen, Kobalt und Nickel gehen mit dem Kupfer in Lösung und beeinträchtigt namentlich das erstere, wenn es in nennenswerthen Quantitäten vorhanden ist, die Durchführung des Processes. Aus den vitriolhaltigen Laugen scheidet sich der Rohvitriol aus, dem die unlöslichen Bestandtheile des Kupfers noch mechanisch beigemischt sind. Es ist deshalb die nochmalige Auflösung dieses Productes in den Siedepfannen erforderlich, wodurch das Kupfersulfat von dem sogenannten Silberschlamm getrennt wird.

Was die Einzelheiten des Processes anbetrifft, so geschieht zunächst die Auflösung der Kupfergranalien in conischen mit Blei-ausgekleideten Gefässen (Taf. VIII, Fig. 4) von 0,885 m. oberer, 0,720 m. unterer Weite und 1,620 m. Höhe.

Auf den Boden der Gefässe, seitlich zur Abflussöffnung derselben, legt man, um die erforderliche Luftcirculation herbeizuführen, zwei Unterlagshölzer, darauf bringt man eine Schicht von groben Kupferstücken und füllt sodann die Fässer mit Granalien an. Als Lösungsmittel verwendet man Rohsäure von 50° B., welche durch die Mutterlaugen aus den Rohvitriolgerennen und aus den Krystallisationskasten auf 29° bis 30° B. verdünnt wird. Die Mischung dieses Lösungsmittels geschieht in mehreren Bleigefässen, welche in einer über den Lösefässern befindlichen Etage aufgestellt und mit einer Dampfschlange versehen sind, durch welche die Laugen auf 70° R. erwärmt werden.

Die heisse Lauge wird mittelst eines Hebers, der durch einen Hahn abzuschliessen ist und eine brausenartige Ausflussöffnung besitzt, intermittirend — und zwar in Zwischenpausen von $\frac{3}{4}$ bis 1 Stunde — auf die Granalien gegeben; es wird dadurch das Kupfersulfat, in welches die mit Säure benetzten Granalien unter der Einwirkung der atmosphärischen Luft allmähig umgewandelt werden, gemeinschaftlich mit dem Silberschlamm aus den Lösegefässen entfernt und in die Vitriolgerenne gespült. Sobald die aus den Lösegefässen abfliessende Lauge klar wird, was darauf hindeutet, dass das gebildete Sulfat entfernt ist, stellt man den Säurezufluss ab, damit die Sulfatbildung von Neuem beginnen und der Rohvitriol sich in den Gerennen ausscheiden kann. In dem Maasse, als sich das Kupfer auflöst, setzt man frische Granalien nach und ist der Betrieb der Lösegefässe somit ein continuirlicher. Je sechs Lösegefässe geben ihre Rohlauge in ein gemeinschaftliches Gerenne von 0,876 m. Breite und 105,88 m. Länge, also 92,751 □ m. Oberflächeninhalt ab (Taf. VIII, Fig. 5 und 6). Am Ende des Gerennes liegt ein Sammelkasten, von dem aus die Mutterlaugen zur neuen Verwendung bei der Auflösung in das Säurereservoir gehoben werden. Der ausgeschiedene Rohvitriol wird auf geneigte Pritschen ausgeschlagen und zur Entfernung der anhaftenden sauren Lauge mit Wasser gedeckt.

Der Rohvitriol, welcher sich in der Nähe der Lösegefässe niederschlägt, ist am reichsten an Silberschlamm, während sich am Ende des Gerennes mehr Gyps und die in der Lauge fein suspendirten arsen- und antimon-sauren Bleisalze ausscheiden. Die verschiedenen Sorten des Rohvitriols werden nun entsprechend gattirt in die Siedepfannen gebracht. Zu je einem System von sechs Lösegefässen gehören je zwei solcher Pfannen, welche aus starken Bleiblechen zusammengelöthet sind. Die Pfannen ruhen auf gusseisernen Platten, unter denen die Feuerzüge circuliren (Taf. VIII, Fig. 7 und 8); dieselben sind 3,505 m. lang, 3,213 m. breit und 0,584 m. tief. Sie communiciren am Boden durch ein Abflussrohr mit dem Gefässe a, von dem in verschiedenen Niveau's die beiden Ablassrohre b und c ausgehen. Durch das erstere wird die klare Vitriollauge, durch das letztere der Silberschlamm aus den Pfannen entfernt.

Zur Auflösung des Rohvitriols bei der Siedung benutzt man einen Theil (etwa die Hälfte) der Mutterlaugen aus den Krystallisationskasten, welche man mit Wasser auf 14 bis 15° B. verdünnt, der andere Theil dieser Mutterlaugen, welche stets noch etwas freie Säure enthalten, kehrt in die Säurereservoirs zur Auflösung der Granalien zurück. Die Siedepfannen füllt man zunächst mit den verdünnten Mutterlaugen 0,40 m. hoch an und erhitzt sodann auf 75° R. Darauf wird der Rohvitriol eingetragen und unter Umrühren aufgelöst, indem man die Feuerung unterbricht. Die heisse Lösung wiegt 26° B.; überschreitet man diese Grenze, so erhält man bei der demnächstigen Krystallisation ein unansehnliches, kleinkrystallinisches Product. Da bei der Auflösung des Rohvitriols mitunter geringe Mengen von Silber mit in Lösung gehen, so setzt man jeder Pfannenfüllung etwas Kupferschwamm zu, den man beim Granuliren des Kupfers aus den Schlamm-bassins erhält. Durch diesen Zusatz wird die vollständige Entsilberung der Laugen sicher gestellt. Nach der Auflösung des Rohvitriols lässt man die Laugen in den Siedepfannen klären, wobei sich dieselben auf 65° R. abkühlen, während ihr spec. Gewicht, theils in Folge der Wasserverdampfung, theils in Folge der Abkühlung bis 29° B. zunimmt. In diesem Zustande werden die Laugen so schnell als möglich in die Krystallisationskasten

abgelassen; man hat dabei jede weitere Abkühlung der Laugen zu vermeiden, da sich anderenfalls, in Folge der beschleunigten Krystallbildung, ein unansehnliches Product ausscheiden würde.

Die mit Blei ausgeschlagenen Krystallisationskasten von 2,921 m. Länge, 1,460 m. Breite und 1,022 m. Tiefe fassen je eine Pfannenfüllung. Ueber diese Kasten legt man 25 Stück Latten, von denen je fünf Bleistreifen in die Lauge hinab hängen. An diesen Streifen und an den Seitenwandungen der Kasten scheiden sich die grösseren Krystalle aus, während sich am Boden der Gefässe häufig ein feinkrystallinisches Product niederschlägt, aus dem man den Grus, welcher zur nochmaligen Auflösung gelangt, durch Sieben entfernt.

Die Krystallisation erfordert je nach der äusseren Lufttemperatur 8 bis 12 Tage Zeit und sind deshalb für jede Pfanne, in welcher täglich eine Siedung vorgenommen wird, 12 Krystallisationskasten vorhanden.

Nach Beendigung der Krystallisation wird die Mutterlauge abgelassen und, wie erwähnt, theils in die Säurereservoirs, theils in die Siedepfannen zurückgehoben. Der auskrystallisirte Vitriol wird zur Entfernung der Mutterlauge mit Wasser gewaschen und sodann in dunklen Räumen bei 15 bis 20° R. getrocknet. Man muss hierbei einige Vorsicht beobachten, da der Kupfervitriol leicht einen Theil seines Krystallwassers verliert und dadurch unansehnlich wird.

Der Silberschlamm, welcher sich auf dem Boden der Siedepfannen absetzt, wird nach zwei- bis dreimaliger Siedung aus den Pfannen entfernt und in Bassins gebracht, in denen sich die noch anhaftende Lauge abscheidet, so dass sie mit Hebern abgezogen werden kann.

Der breiige Rückstand, welcher mit Glätte und Kuhhaaren zu Kugeln geformt und darauf getrocknet wird, enthält 2 bis 4 pCt. Silber; die sonstigen Bestandtheile desselben sind vorzugsweise Gyps, Bleioxyd, Arsen und Antimon. Dieses Product wird unter Zuschlag von Glätte und Kupfersteinschlacken auf ein Reichblei von 2 bis 3 pCt. Silbergehalt verschmolzen, welches zum Abtreiben gelangt. Das Arsen und Antimon des Silberschlammes gibt zur Bildung einer silberreichen Speise Veranlassung, die zunächst durch Verschmelzen mit bleiischen Vorschlägen entsilbert und sodann dem Kupferhüttenprocess übergeben wird.

Wie aus der vorstehenden Darstellung hervorgeht, vermeidet man bei dem beschriebenen Processe jeden Verlust an Schwefelsäure und Kupfer, da die Mutterlaugen, unbeschadet der Qualität des Vitriols, eine lange Reihe von Jahren hindurch repetirt werden können. Eine Vorbedingung hierfür ist allerdings, dass die Granalien nahezu frei von Eisen und Nickel sind, da sich diese Metalle allmählig in den Mutterlaugen ansammeln und schliesslich die Qualität des Productes beeinträchtigen würden, falls man die Mutterlaugen nicht von Zeit zu Zeit aus dem Kreislauf des Processes herauszieht.

Man rechnet bei der Vitriolfabrikation zu Oker, dass 1 Ctr. Kupfergranalien 380 Pfd. Kupfervitriol ergibt und zu seiner Auflösung 240 Pfd. Schwefelsäure von 50° B. erfordert. Die Leistung eines Systems zu 6 Lösegefässen, zwei Siedepfannen und 24 Krystallisationskasten beträgt durchschnittlich 25 bis 30 Ctr. Kupfervitriol in 24 Stunden.

8. Die Goldscheidung.

Auf den Unterharzer Hütten werden jährlich 50 bis 55 Ctr. Blicksilber producirt, welche durchschnittlich 95 pCt. feines Silber und $\frac{1}{2}$ pCt. Gold enthalten. Am goldärmsten sind die Blicksilber, welche von der reinen Bleiarbeit zu Herzog Julius- und Frau Sophien-Hütte herrühren; sie enthalten im Durchschnitt nur 0,3 pCt. Gold; am reichsten fallen die bei der Scheidung des Silbers vom Kupfer erfolgenden Blicksilber mit ca. 1 pCt. Gold aus, während die Blicksilber von der melirten Arbeit mit ca. 0,6 pCt. Gold zwischen den beiden vorgenannten in der Mitte stehen. An sonstigen Beimengungen enthalten die Blicksilber vorzugsweise Blei, Wismuth, Kupfer, Antimon und Arsen.

Die Scheidung dieser Silber geschieht in der Goldscheidungsanstalt zu Oker, deren Apparate und Einrichtungen zwar aus älterer Zeit herrühren, mit Rücksicht auf den geringen Umfang dieses Betriebszweiges aber als den localen Verhältnissen entsprechend noch beibehalten sind. In dieser

Sonder-Abdruck aus der Zeitschr. f. Berg-, Hütten- u. Salinenwesen XXV.

Anstatt werden zunächst die Blicksilber auf Testen unter der Muffel feingebrannt. Die Teste bestehen aus eisernen Pfannen von kreisrundem Querschnitt, welche man mit Mergel ausstampft, in dem eine Vertiefung von 0,3 m. Durchmesser und 0,08 m. Tiefe zur Aufnahme des Blicksilbers hergestellt wird. Diese Teste werden, nachdem sie abgewärmt sind, in einen Zugofen gestellt und mit einer Muffel überdeckt, wobei die erforderlichen Vorkehrungen zur Regulirung des Zuges getroffen werden. Nachdem jeder Test mit 25 kg. Blicksilber beschickt ist, werden die Zugöfen mit Holzkohlen gefüllt und angefeuert. Durch den oxydirenden Schmelzprocess, den man durch Umrühren des Metalls mittelst eisener Haken befördert, werden die oben genannten Verunreinigungen des Blicksilbers verschlackt und von der Testmasse aufgenommen; nach acht bis zehn Stunden ist der Feinbrennprocess beendet, was man an der glänzenden Oberfläche des Metallspiegels erkennt. Der Inhalt der Teste wird hierauf in einen mit Wasser gefüllten Kessel ausgeschöpft und dadurch in dünnblättrige Granalien umgewandelt. In der Regel sind drei Teste, welche von einem Arbeiter bedient werden, gleichzeitig im Betriebe.

Zur Auflösung der Silbergranalien dienen vier Lösegefäße aus Porcellan, deren Einrichtung aus Taf. V. Fig. 8 bis 10 ersichtlich ist. Die Gefäße a werden, um sie gegen das Zerspringen zu schützen, mit Draht umspinnen, sodann mit Lehm und Hammerschlag bekleidet in ein eisernes Gerüst b gebracht und mit diesem in den gusseisernen Kessel c gehängt, welcher der directen Einwirkung der Flamme ausgesetzt ist und welcher ausserdem dazu dienen soll, beim etwaigen Zerspringen der Porcellangefäße deren Inhalt aufzunehmen. Der Deckel des Porcellangefäßes ist mit Wasserverschluss versehen, ebenso das Porcellanrohr d, welches die schweflige Säure dem in das Freie mündenden Bleirohr e zuführt.

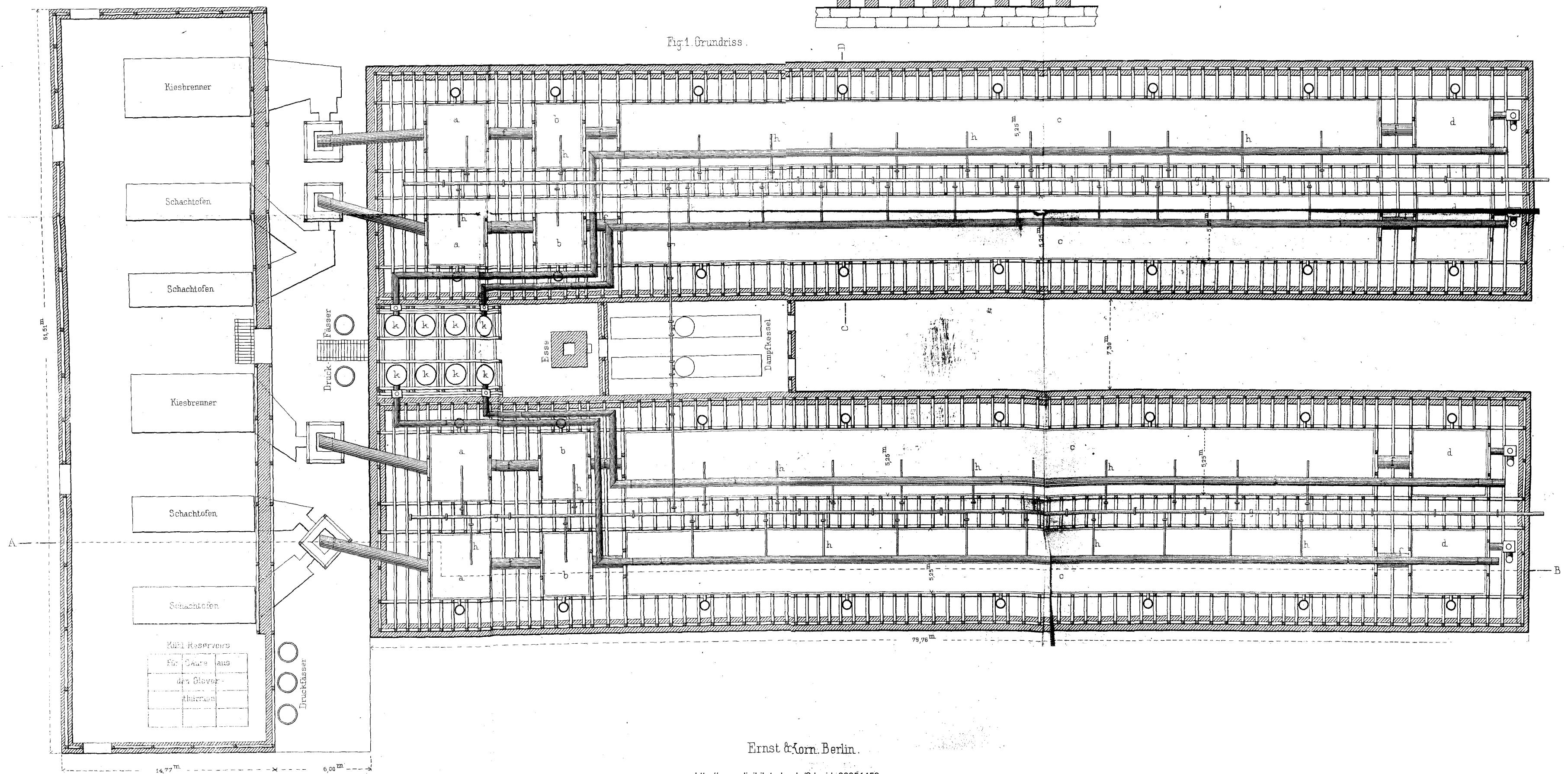
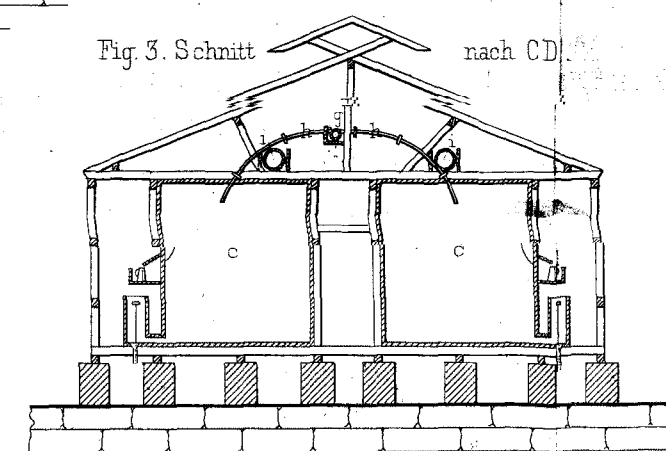
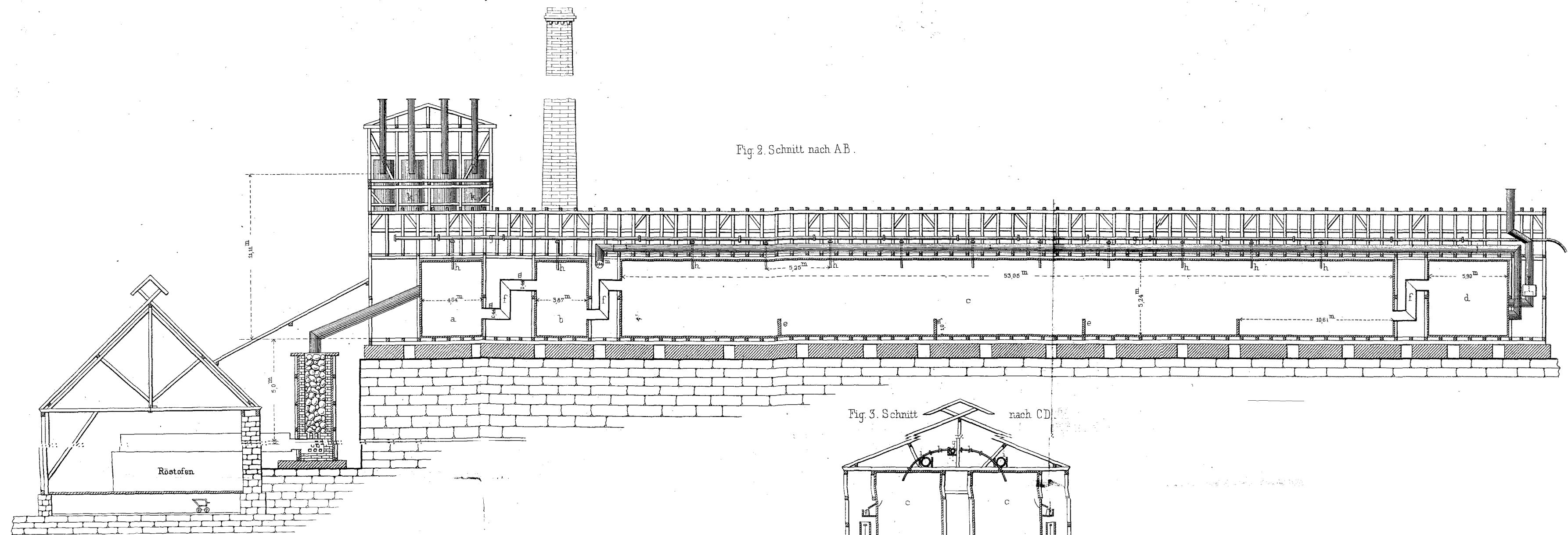
Jedes der vorhandenen vier Lösegefäße wird mit 6,25 kg. Silbergranalien und mit dem doppelten Gewichte Schwefelsäure von 66° B. beschickt. Darauf feuert man mit Waasen vorsichtig an und löst die Chargen in sechs Stunden auf. Dieser Process erfordert viel Aufmerksamkeit und Erfahrung, da die Porcellangefäße empfindlich sind und bei fehlerhafter Durchführung der Operation leicht zerspringen. Nachdem die Lösung beendet ist, was man durch die Oeffnung h im Deckel der Gefäße untersuchen kann, lässt man die Flüssigkeit noch einige Stunden lang klären und giesst dieselbe sodann in bleierne Pfannen ab, worin der Silbervitriol erstarrt. Letzterer wird in einer bleiernen Pfanne mittelst Wasser unter vorsichtigem Erwärmen wieder gelöst; sobald dies geschehen ist, hängt man Abfälle von Blechkupfer in die Laugen und fällt das Silber unter fortwährendem Umrühren aus. Nachdem die entstandene Kupfervitriollauge vollständig silberfrei geworden ist, unterbricht man die Feuerung, lässt die Lauge 18 Stunden lang klären und zieht dieselbe sodann zu ihrer weiteren Verwendung in den Vitriolhütten mittelst eines Hebers ab. Zur Fällung von 100 kg. Silber braucht man ca. 30 kg. Kupferbleche.

Das Cementsilber wird in einem kupfernen Gefäße, welches mit einem Filter aus Leinenzeug versehen ist, bis zum Verschwinden der Kupferreaction im Waschwasser ausgesüsst und sodann mittelst einer Schraubenpresse zu cylindrischen Massen geformt. Der Boden dieser Presse ist mit Abflussöffnungen für das aus dem Cementsilber gepresste Wasser versehen, welches, obgleich das Silber in leinene Tücher eingeschlagen wird, dennoch nicht rein abläuft und deshalb in einem Gefäße aufgesammelt wird. Die Presslinge werden noch scharf getrocknet und darauf in einem Graphittiegel, der 75 Pfd. Silber fasst, im Windofen unter Zusatz von etwas Natronsalpeter eingeschmolzen.

Das Scheidegold, welches sich in den Porcellangefäßen ansammelt, fällt bereits reiner aus, als dies bei der sonst üblichen Scheidung in eisernen Gefäßen der Fall ist. Dasselbe ist zunächst noch silberhaltig und wird deshalb einigemal mit Schwefelsäure von 66° B. ausgekocht; darauf wäscht man dasselbe so lange mit Wasser aus, bis das Waschwasser keine Silberreaction mehr zeigt, und trocknet schliesslich die körnige Masse in einer Porcellanschale. Nachdem man ca. 10 Pfd. Scheidegold angesammelt hat, wird dasselbe, mit etwas Boraxglas gemengt, im Graphittiegel eingeschmolzen und sodann in Barren gegossen, welche durchschnittlich 985 Tausendtheile Feingehalt haben.

Schlussbemerkung.

Mit der vorstehenden Besprechung der Unterharzer Hüttenprocesse beabsichtigt der Verfasser nicht, eine erschöpfende Darstellung der einzelnen Operationen zu geben, es kam ihm vielmehr nur darauf an, den Weg zu bezeichnen, auf welchem die verschiedenartigen und in ihrer Zusammensetzung sehr interessanten Rammelsberger Erze zu Gute gemacht werden, dabei das Ineinandergreifen der zahlreichen Processe klar zu legen und zugleich die Gründe anzugeben, welche für die Auswahl der angewendeten Methoden entscheidend gewesen sind.



Gay-Lussac.

Fig. 1-3.

Fig. 1. Durchschnitt.

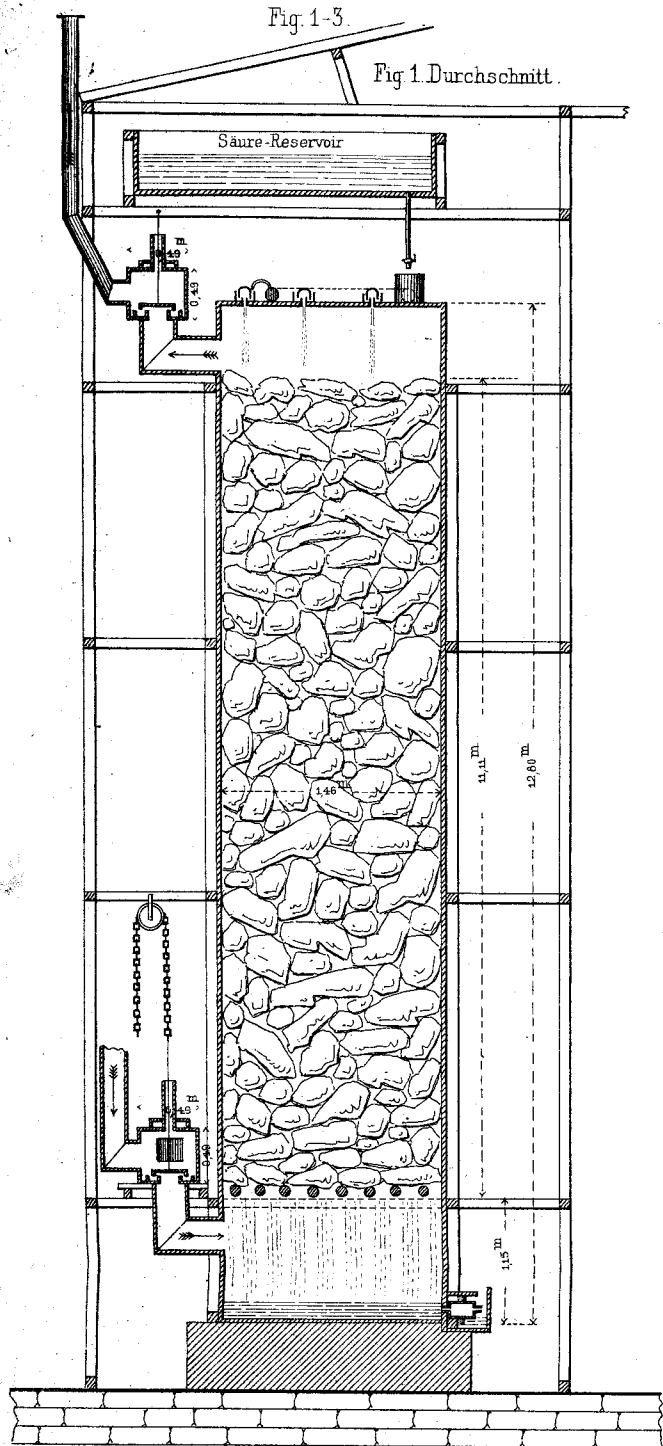


Fig. 2. Grundriss.

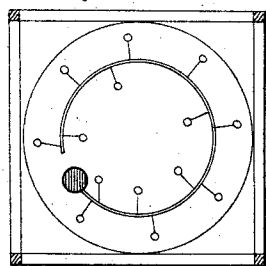
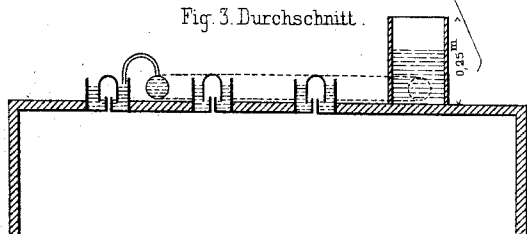


Fig. 3. Durchschnitt.



Deckel auf dem
Gay-Lussac.

Gloverthurm.

Fig. 4-7.

Fig. 4. Schnitt

nach AB.

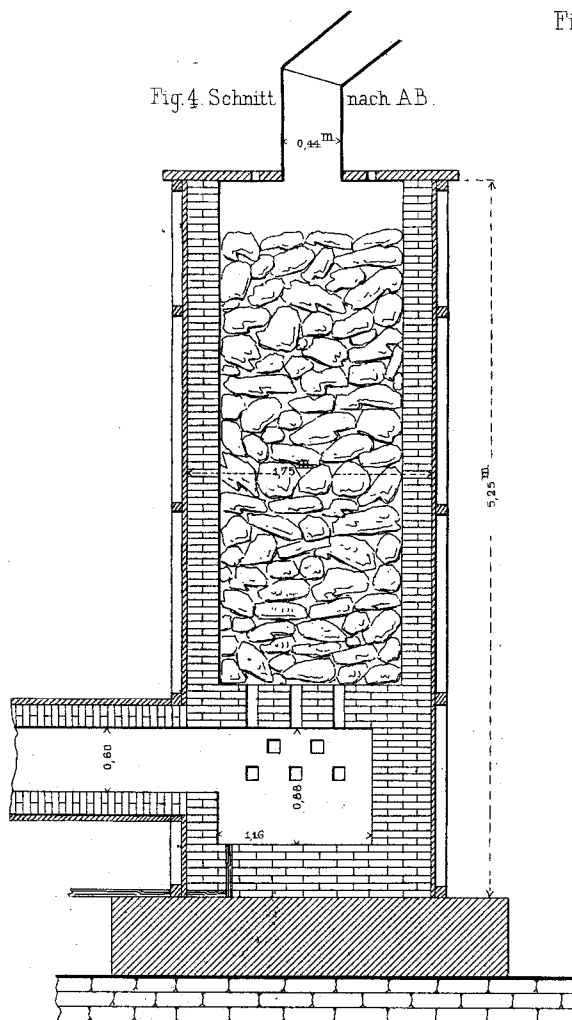
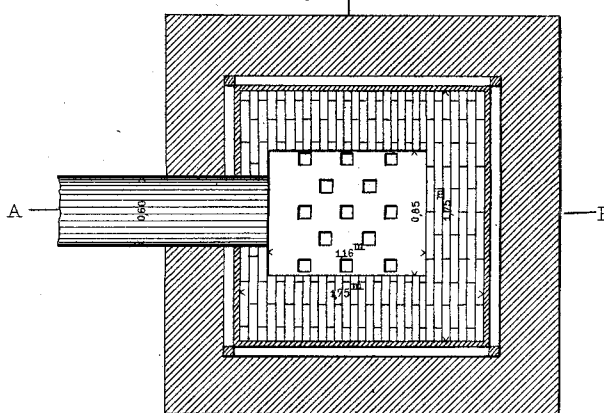


Fig. 7. Grundriss.



Arsen-Fällapparat.

Fig. 8 u. 9.

Fig. 8.
Ansicht.

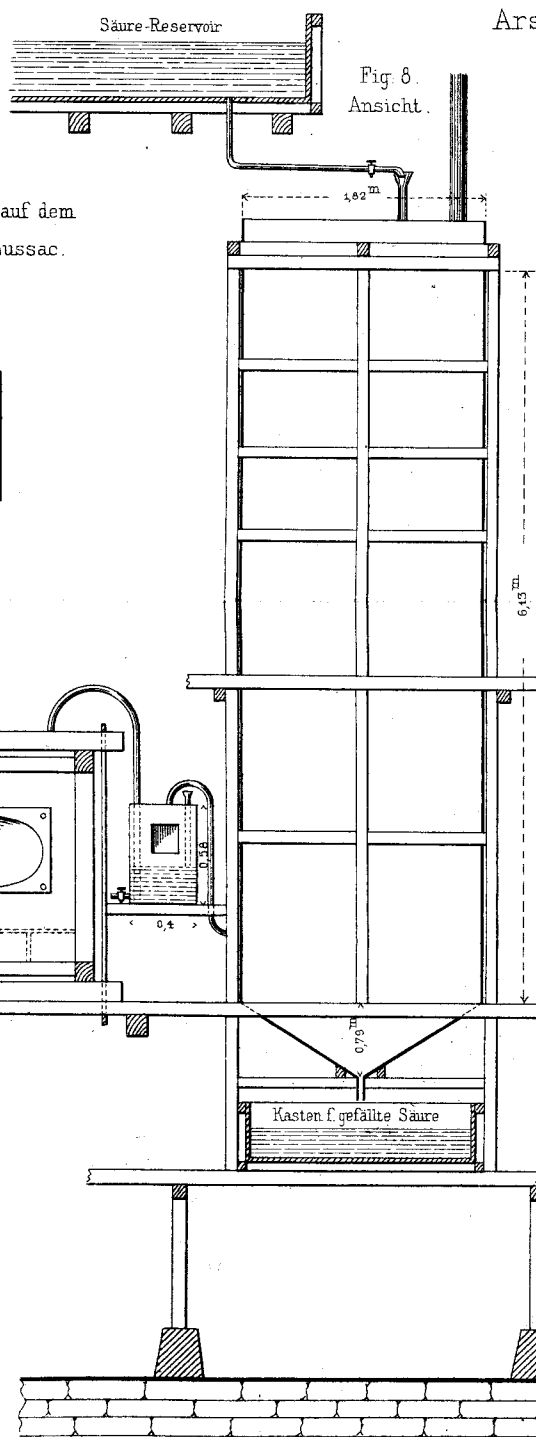


Fig. 5. Schnitt

nach CD.

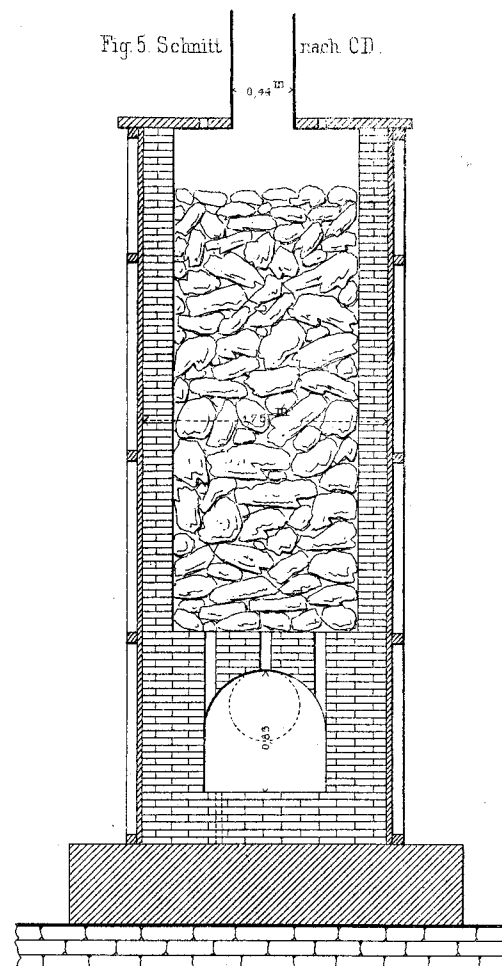


Fig. 6.

Deckel auf dem Gloverthurm.

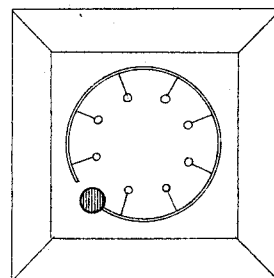
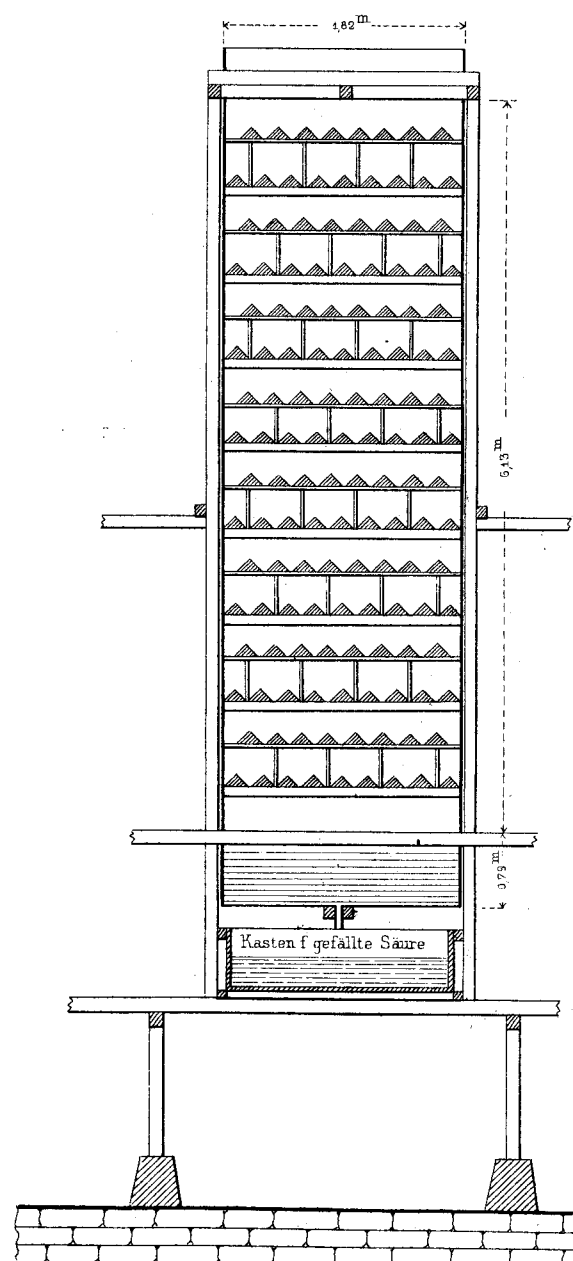


Fig. 9. Ansicht.



Hüttenwerke zu Oker.

Schwefelsäure-Fabrik.

Fig.1 Ansicht.

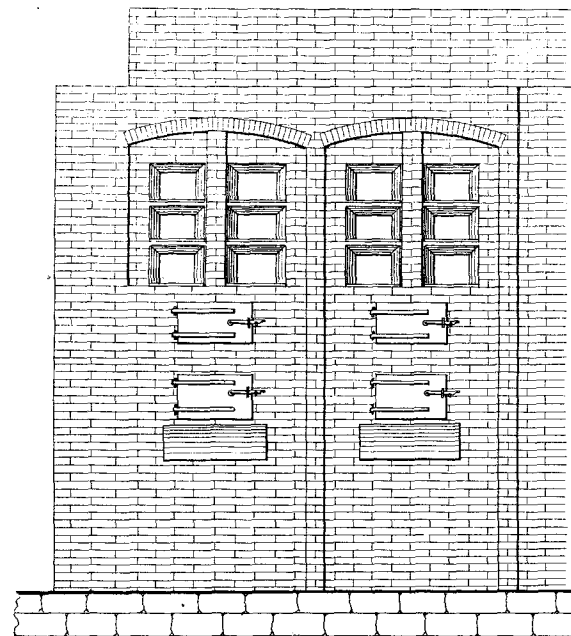


Fig. 2. Schnitt nach EF.

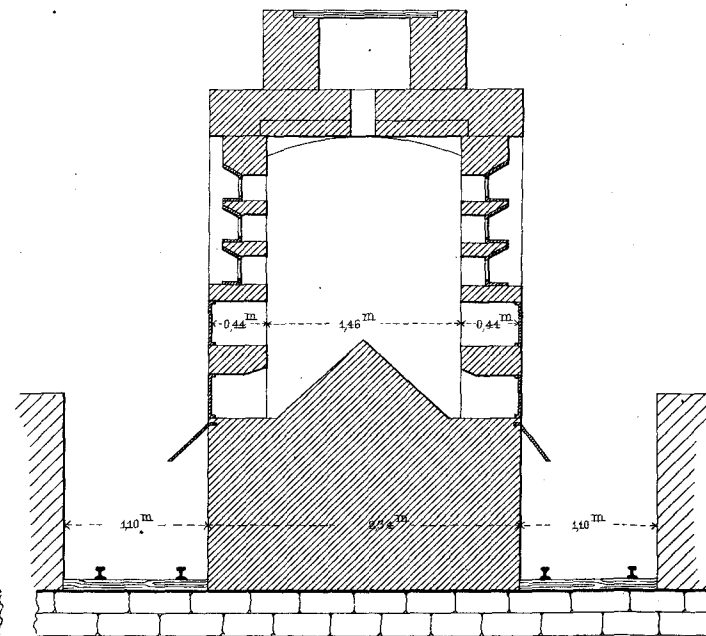


Fig. 3. Schnitt nach CD.

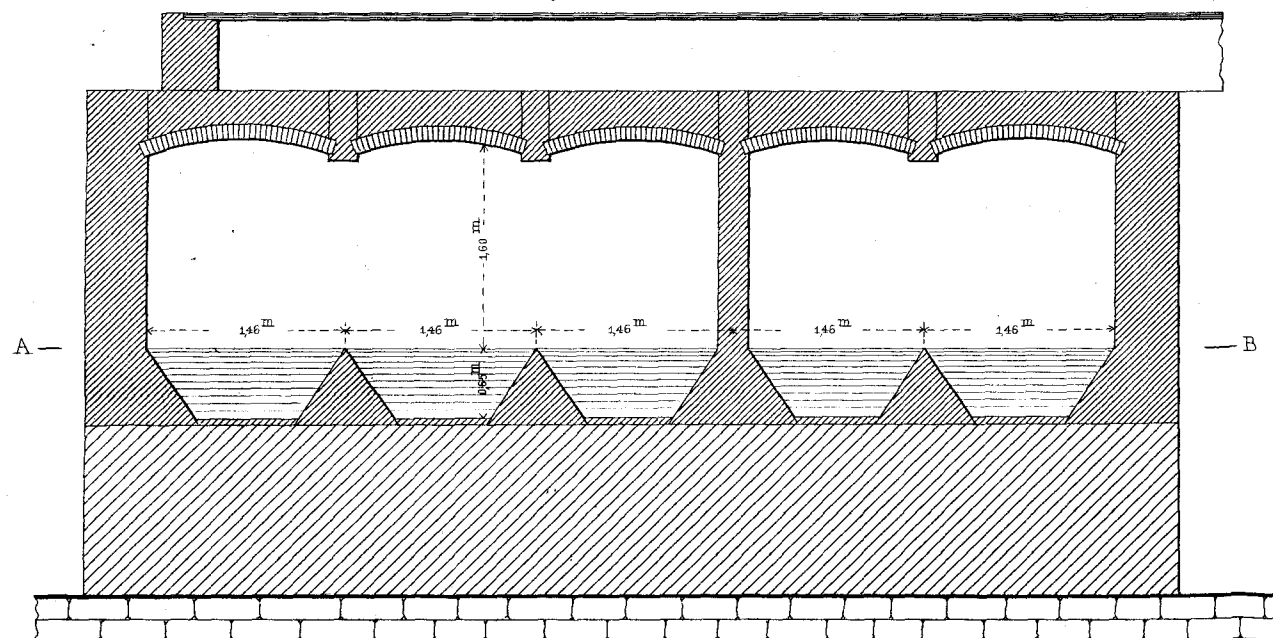
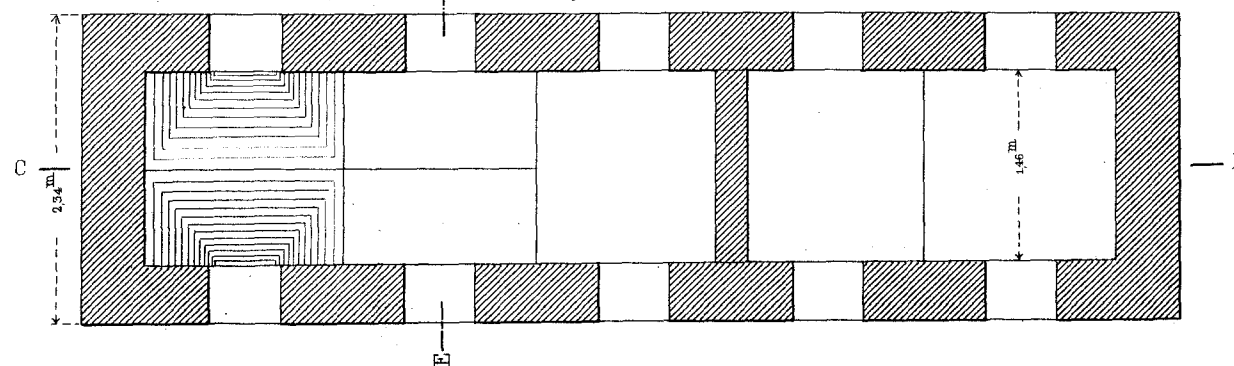


Fig. 4. Schnitt nach AB.



Hüttenwerke zu Oker.

Schwefelsäure-Fabrik.

Schachtofen Fig. 1-4.

Fig. 8. Schnitt nach CD.

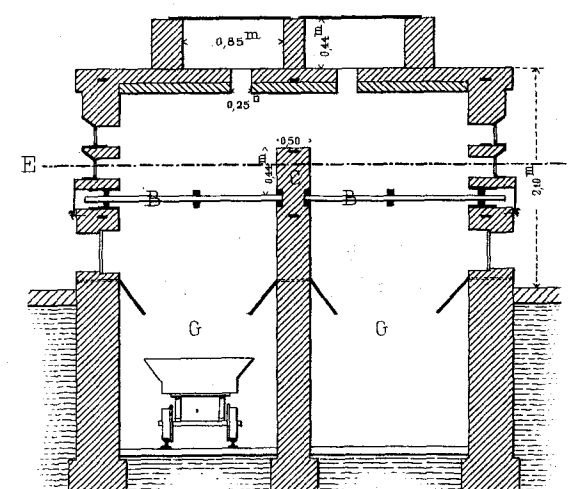


Fig. 5. Vordere Ansicht.

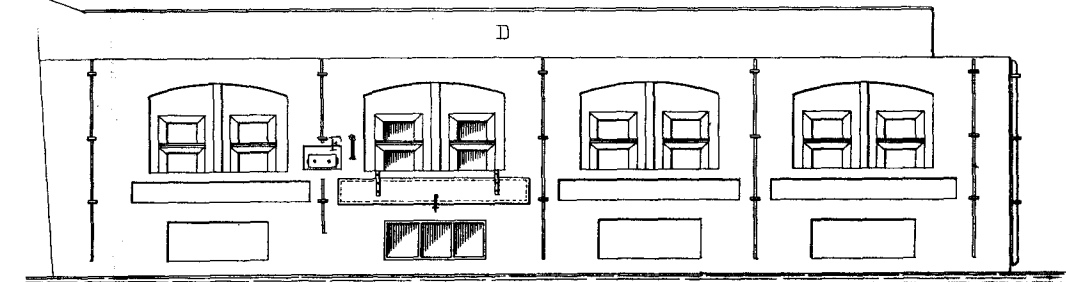


Fig. 6. Schnitt nach AB.

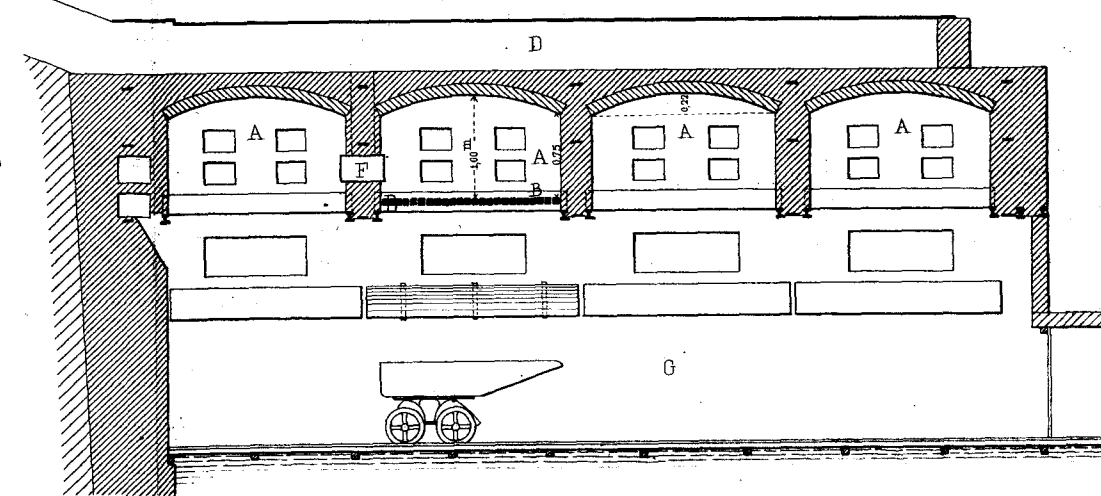
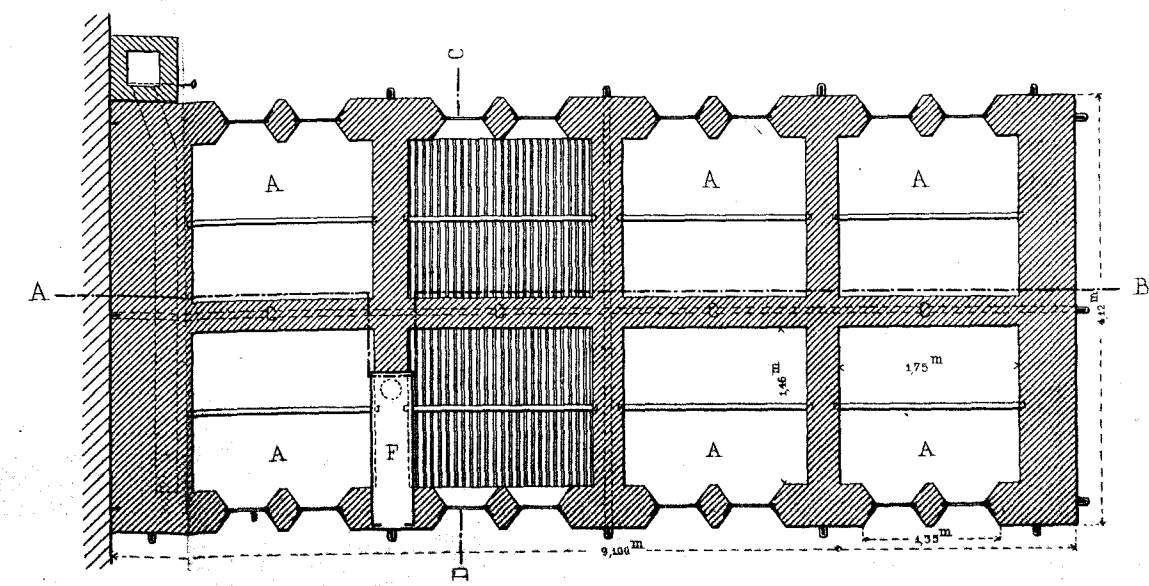
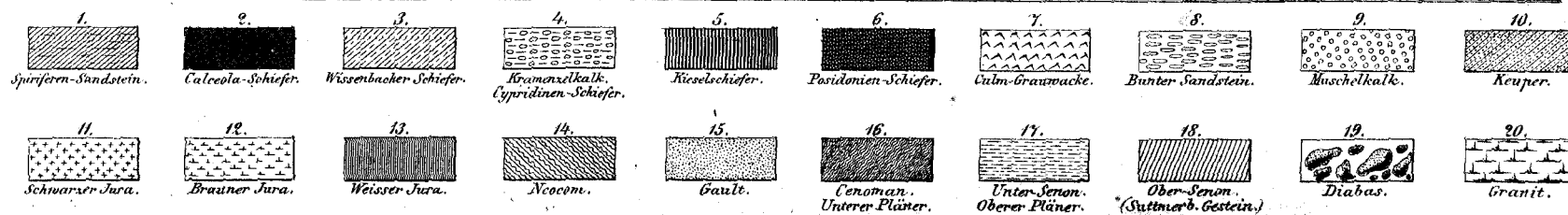
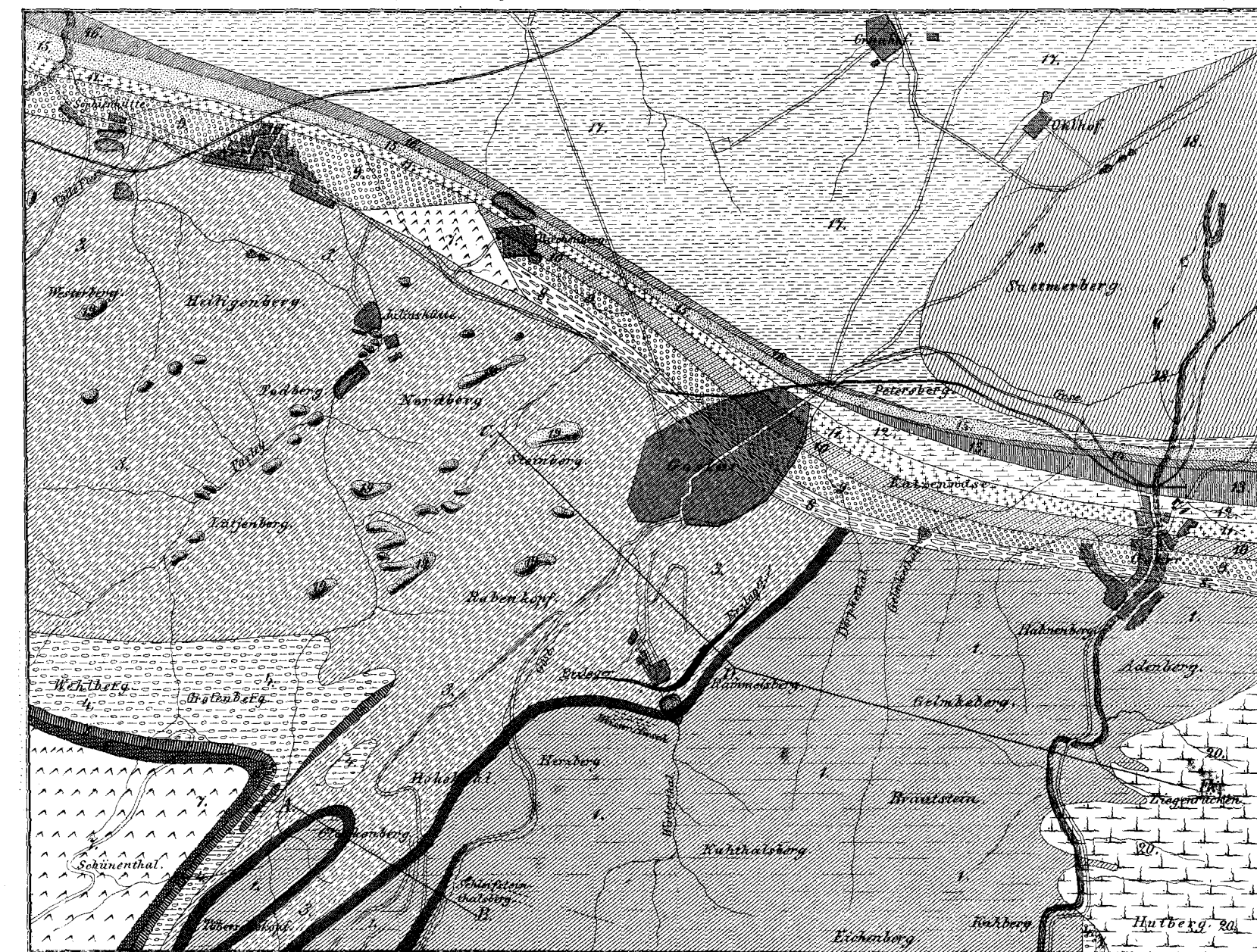


Fig. 7. Schnitt nach EF.



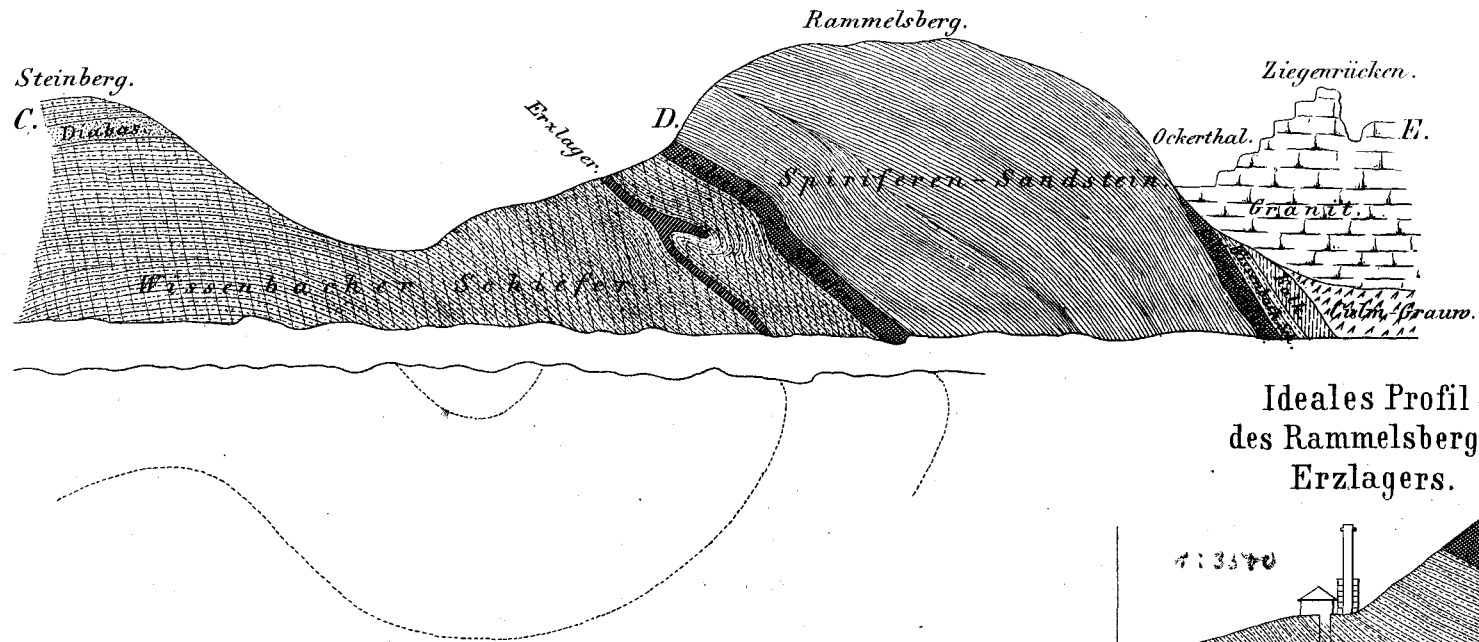
Kiesbrenner Fig. 5-8.

Das Rammelsberger Erzlager und die geognostischen Verhältnisse der Umgegend.



Ideales Profil durch die Devon-Schichten

nach der Linie CDE.



Ideales Profil durch die Devon-Schichten

nach der Linie AB.

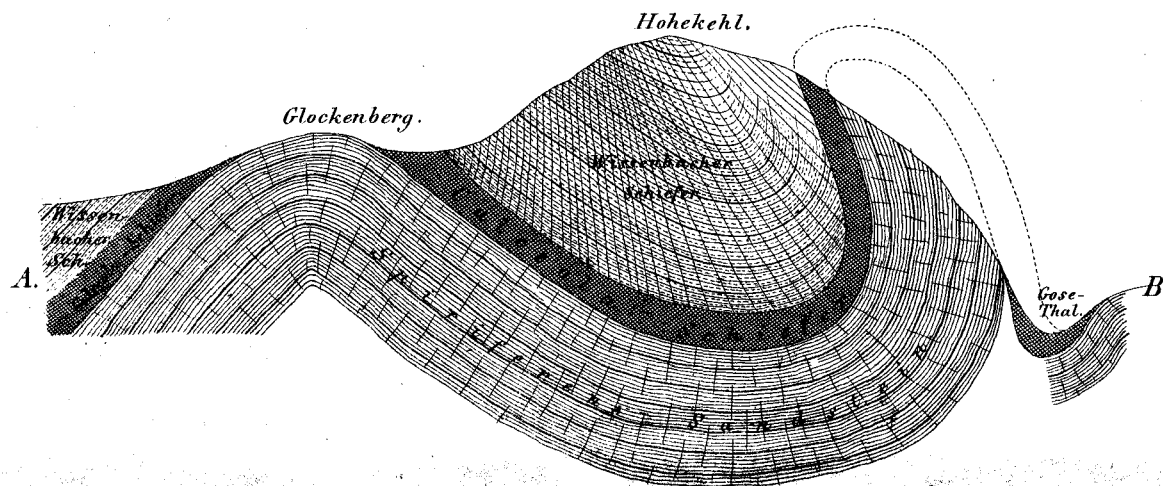
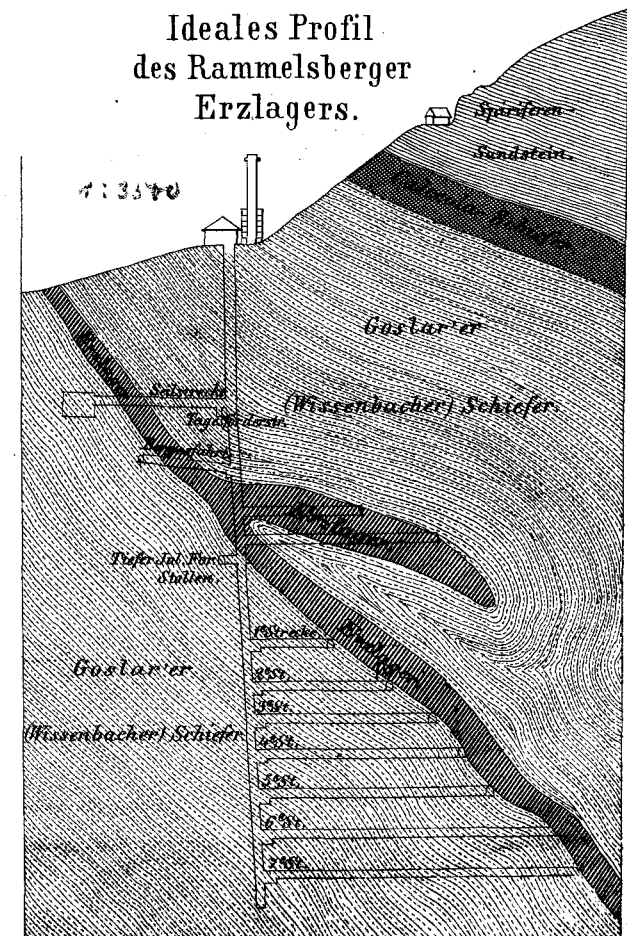
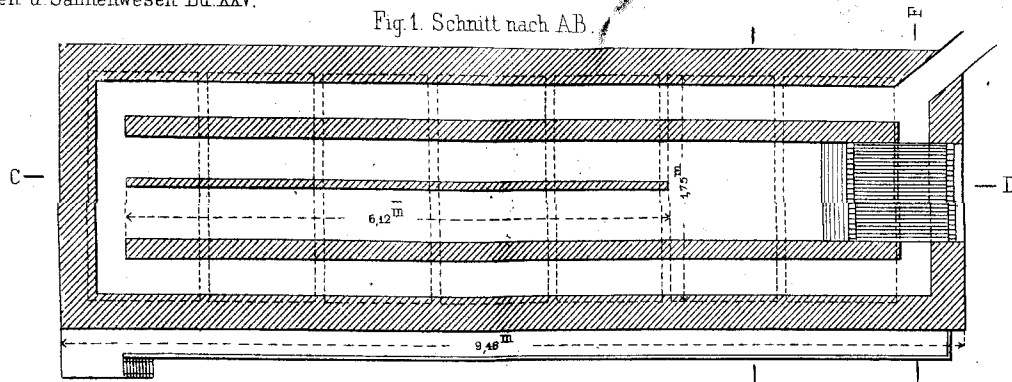
Ideales Profil
des Rammelsberger
Erzlagers.

Fig. 1. Schnitt nach AB.



Concentrationspfanne
Fig. 1-3.

Fig. 2. Schnitt nach CD.

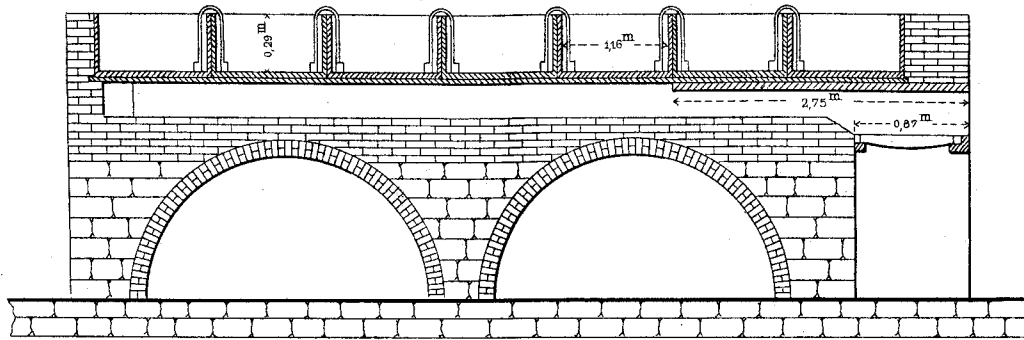


Fig. 3. Schnitt nach EF.

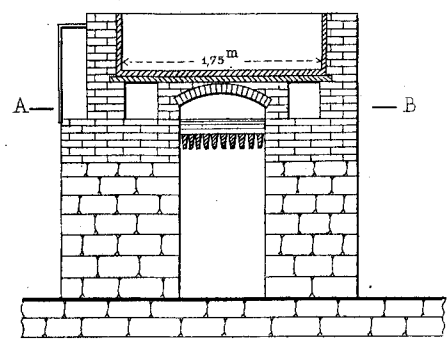
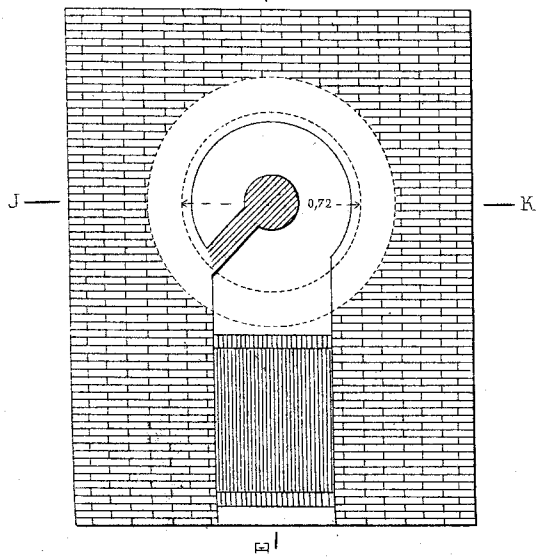


Fig. 4. Schnitt nach CD.

Fig. 5. Schnitt nach AB.



Hüttenwerke

zu

Oker.

Schwefelsäure-Fabrik

und

Goldscheide-Anstalt.

Platinkessel.

Fig. 4-7.

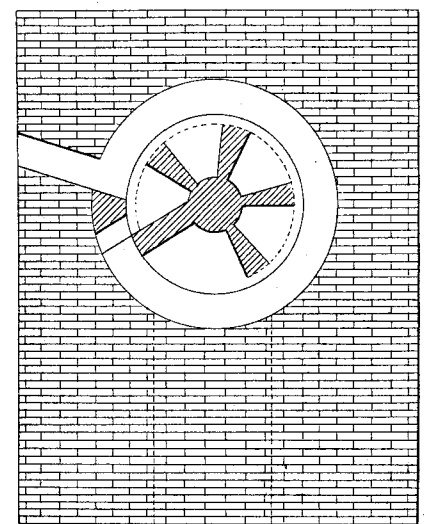


Fig. 6. Schnitt nach EF.

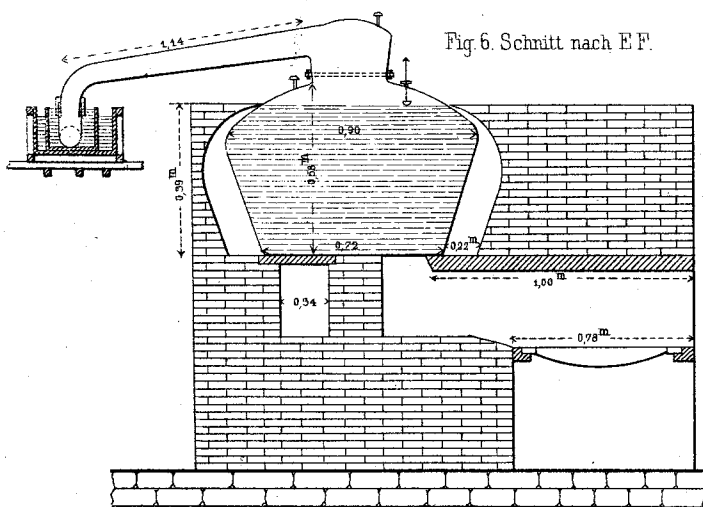


Fig. 7. Schnitt nach JK.

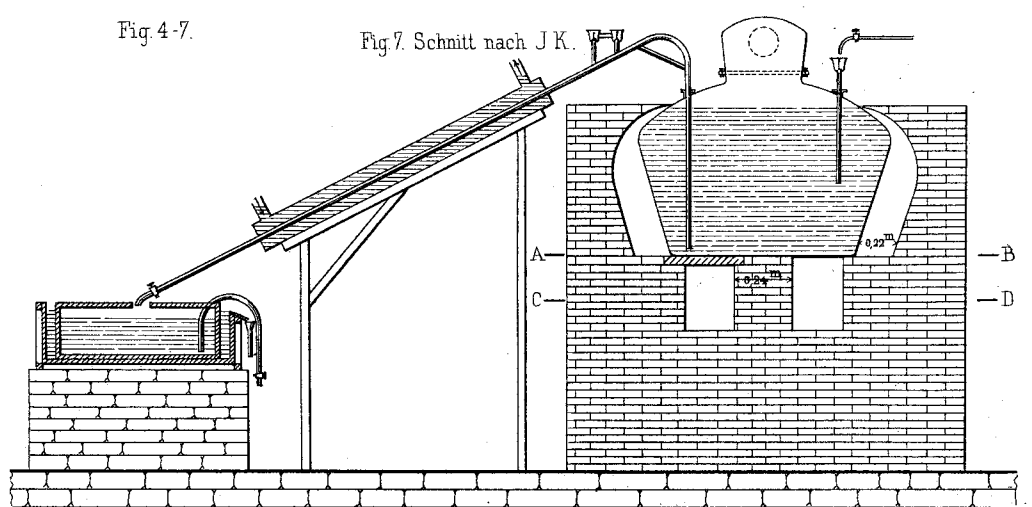


Fig. 8.

Fig. 9.

Silberlösegefäße.
Fig. 8-10.

Aufriss.

Schnitt nach
CD.

Schnitt nach
AB.

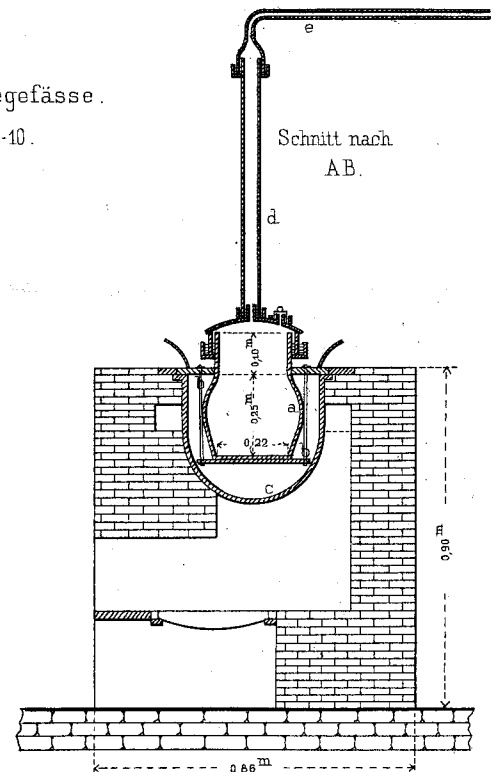
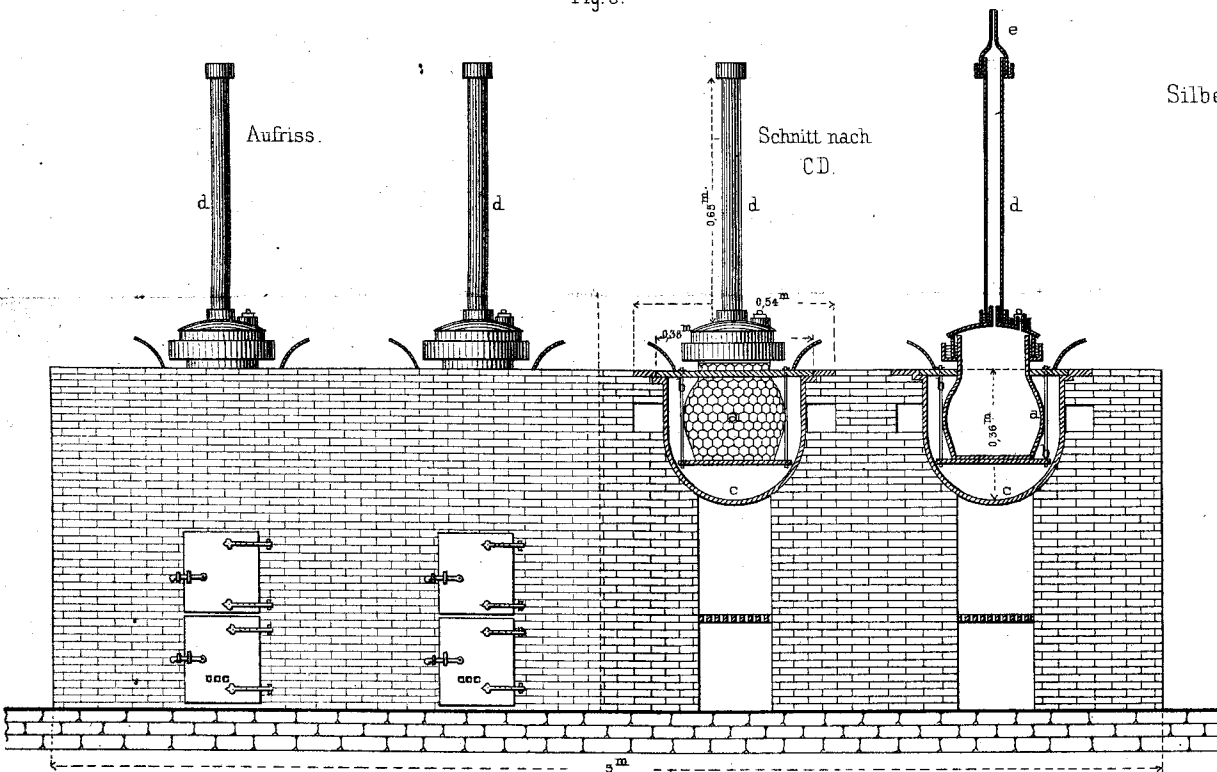
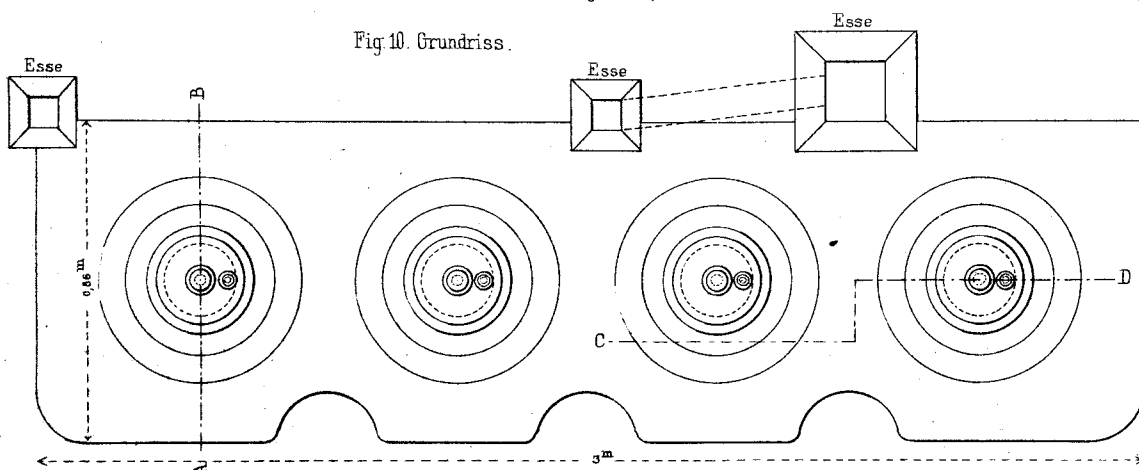


Fig. 10. Grundriss.



Ernst & Korn. Berlin.

Walther gest.

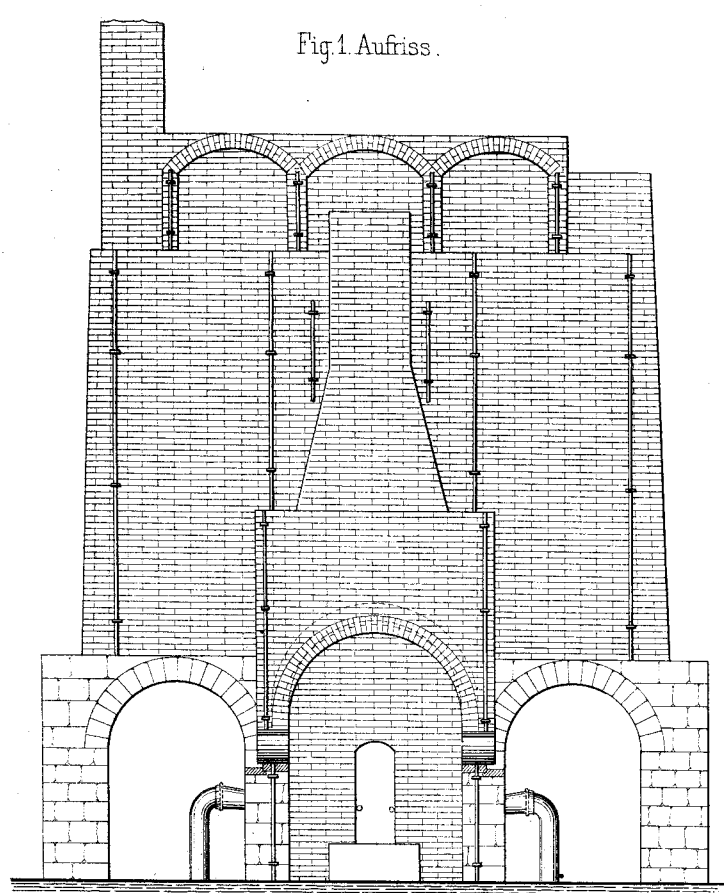


Fig. 1. Aufriss.

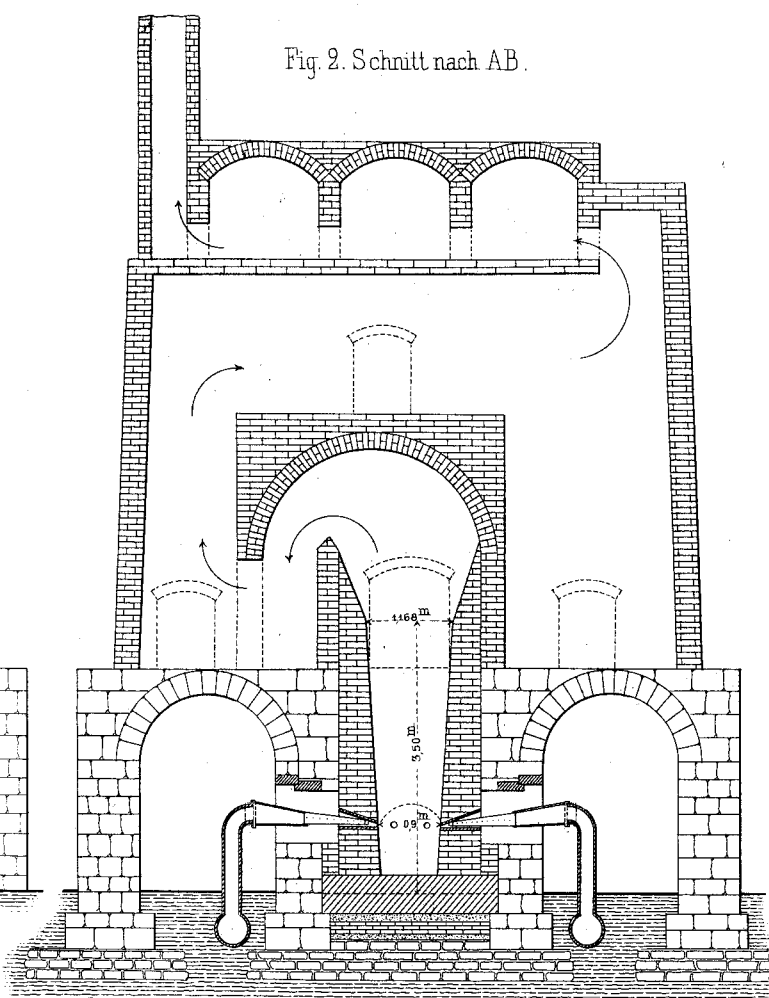


Fig. 2. Schnitt nach AB.

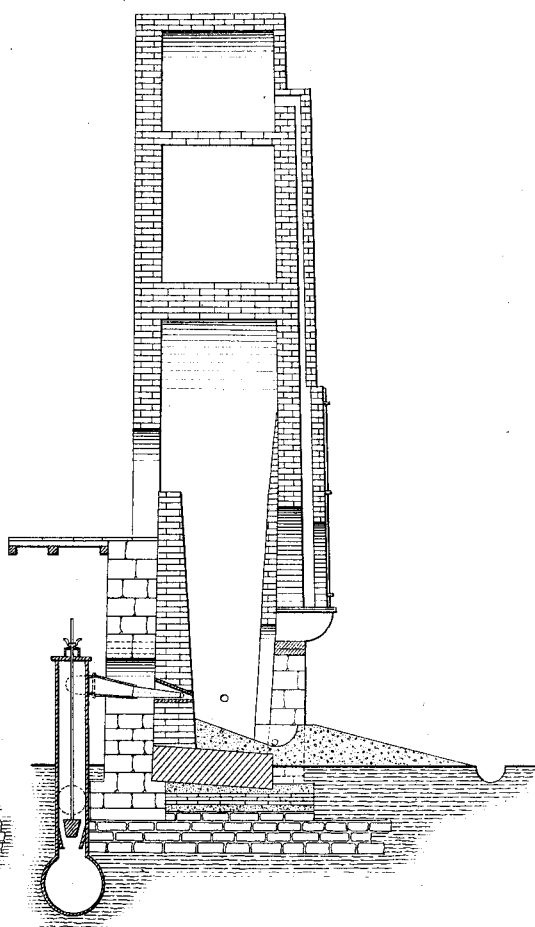


Fig. 3. Schnitt nach CD.

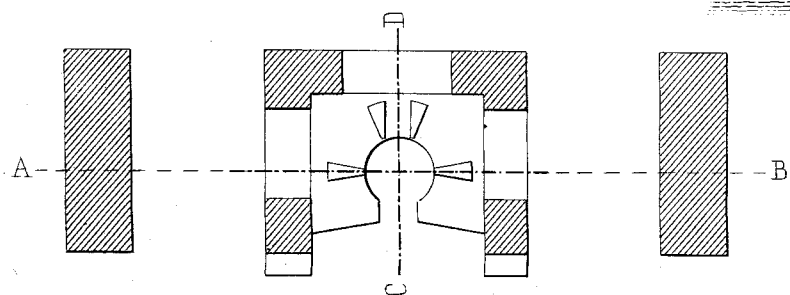


Fig. 4. Grundriss.

Vierförmiger Schmelzofen
auf Frau Marien Saigerhütte

Fig 1-4.

Unterharzer zweiförmiger Bleierz-Schmelzofen

Fig. 5-7.

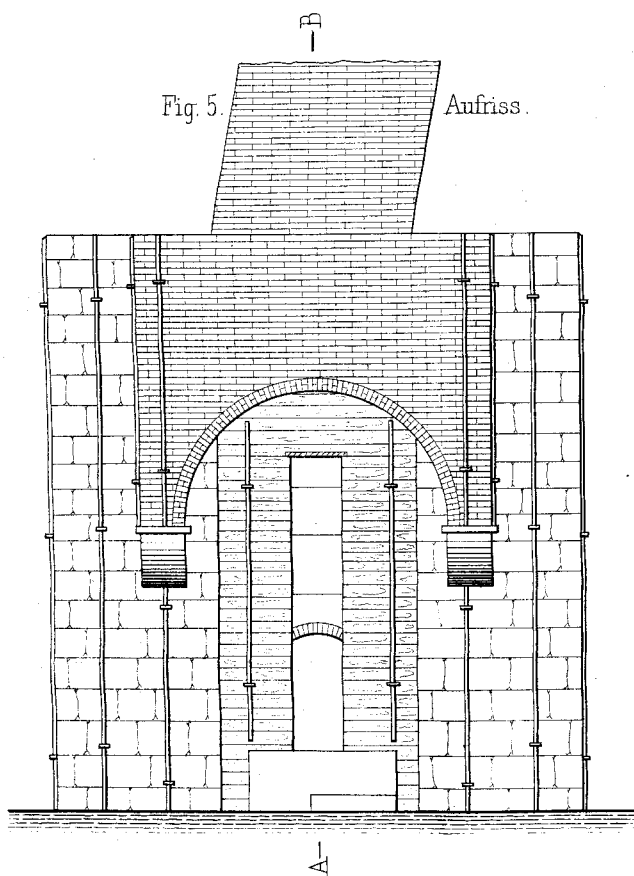


Fig. 5.

Aufriss.

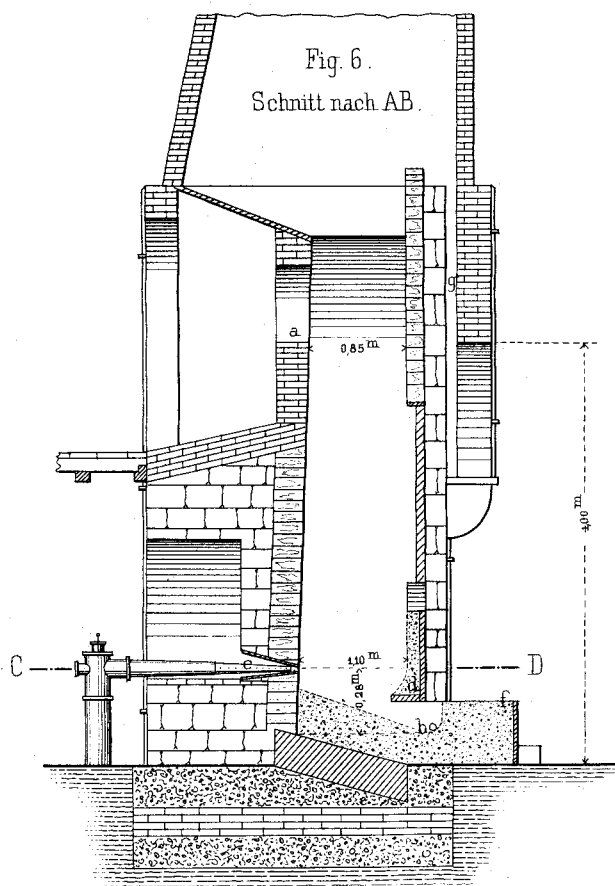
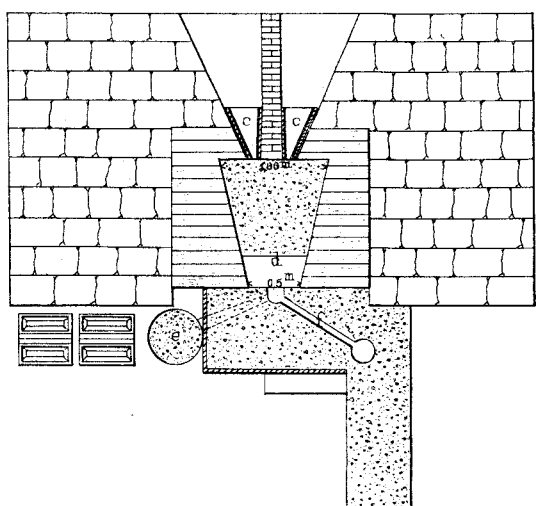


Fig. 6.

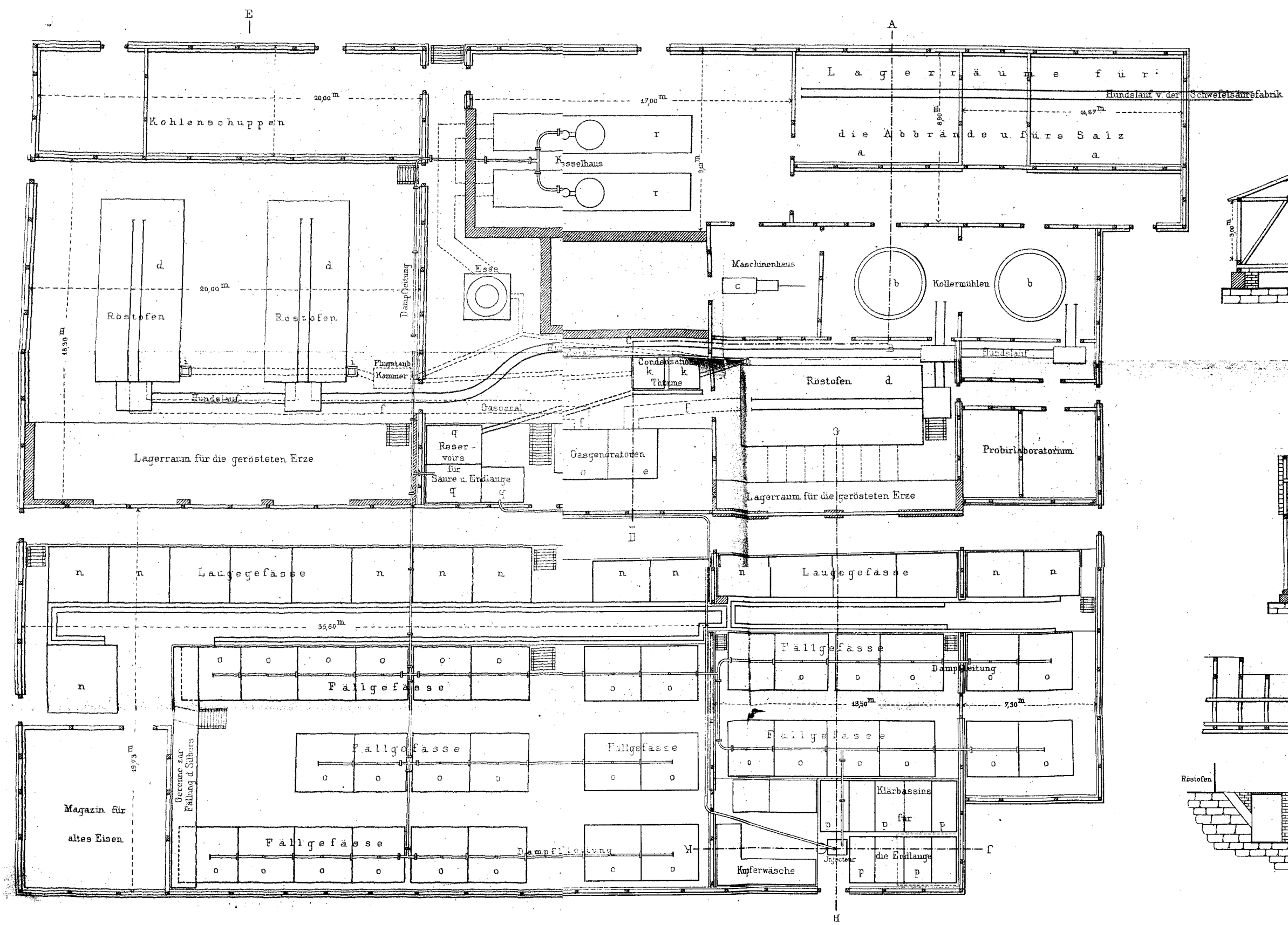
Schnitt nach AB.

Fig. 7. Schnitt nach CD.

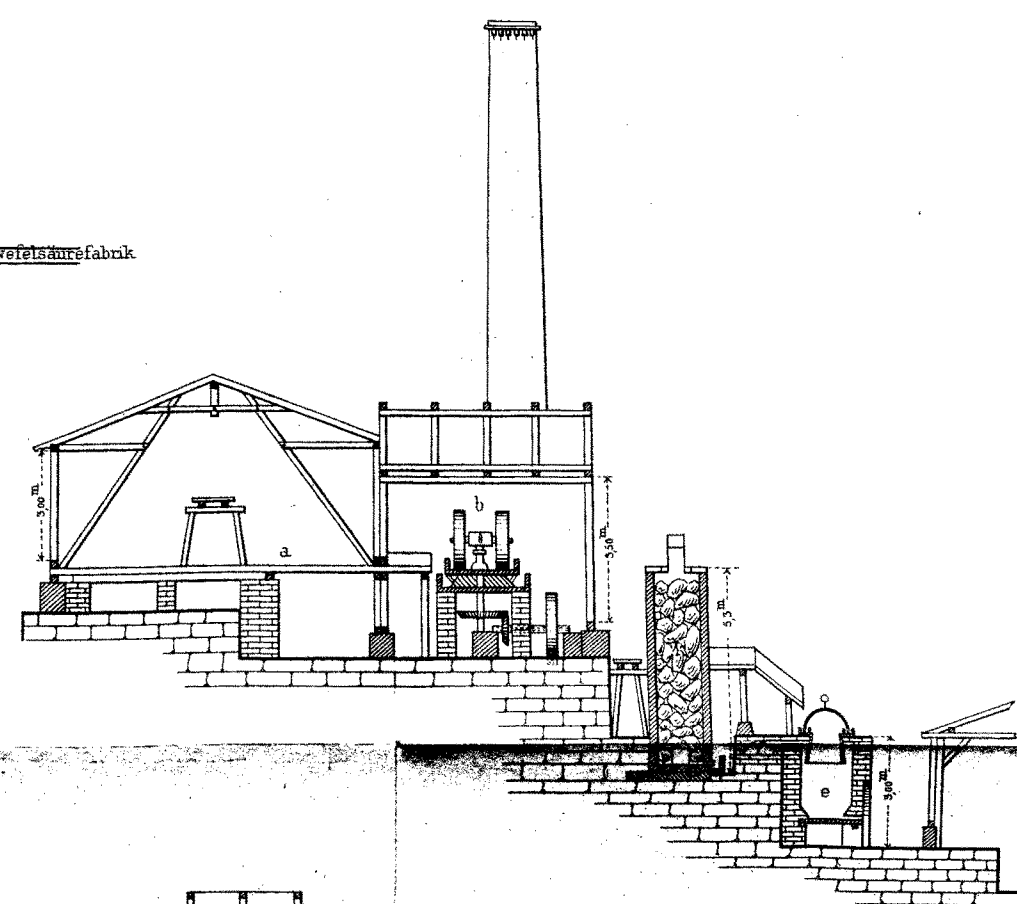


Hüttenwerke zu Oker.

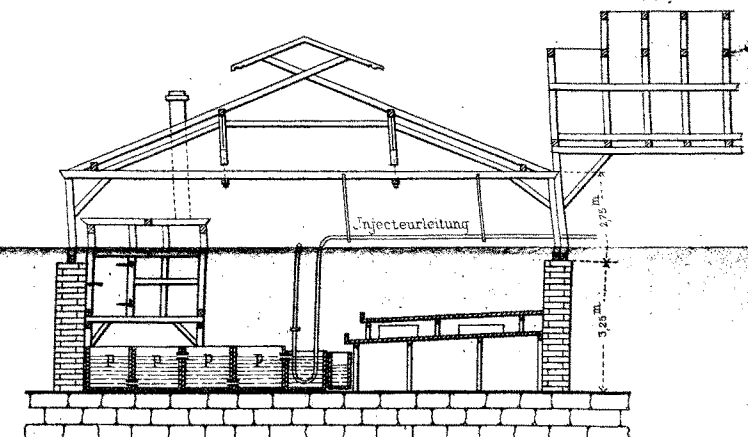
Situation der Anstalt.



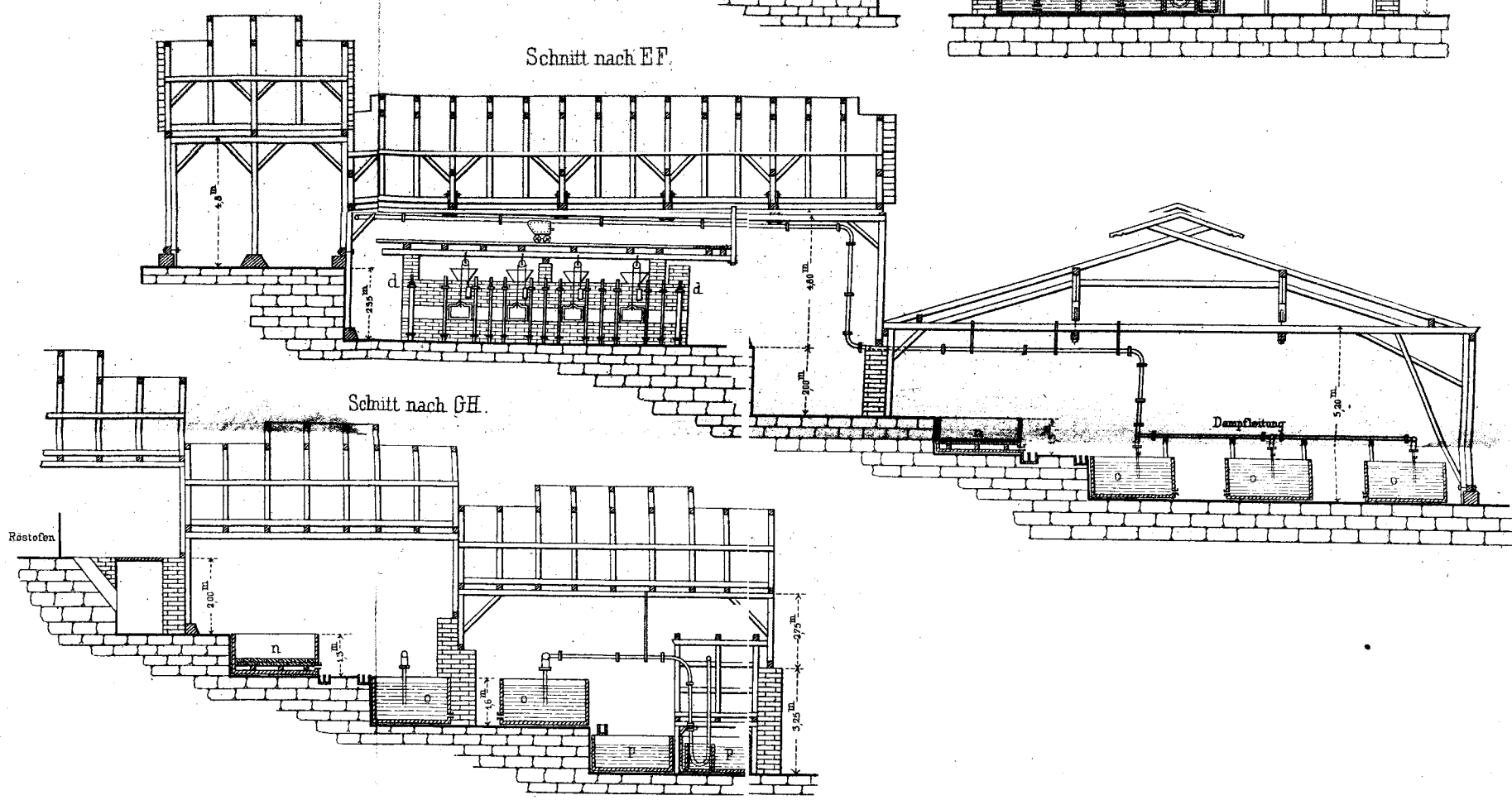
Schnitt nach ABCD.



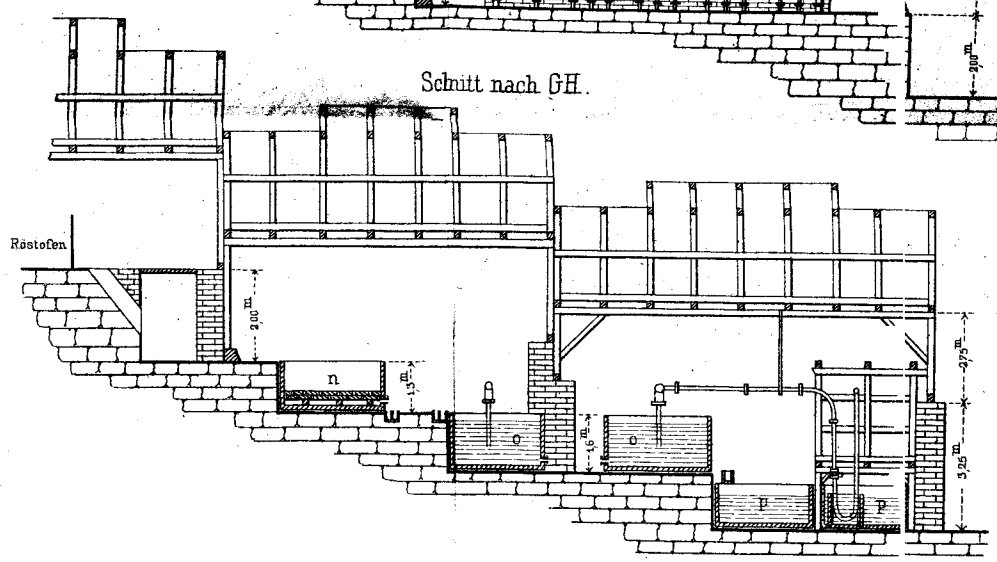
Schnitt nach JK.



Schnitt nach EF.

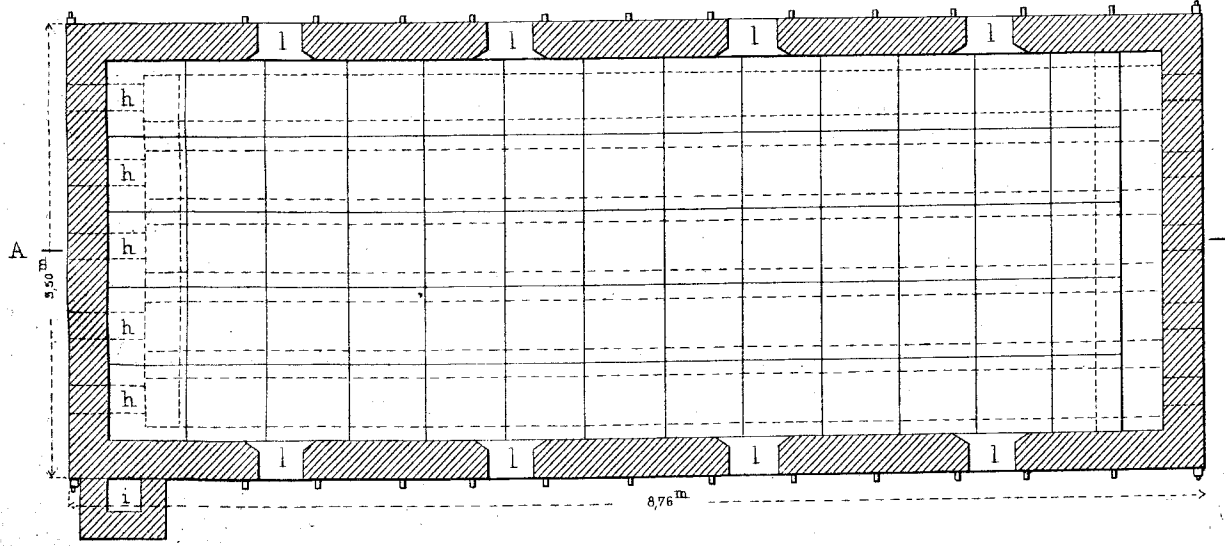


Schnitt nach GH.

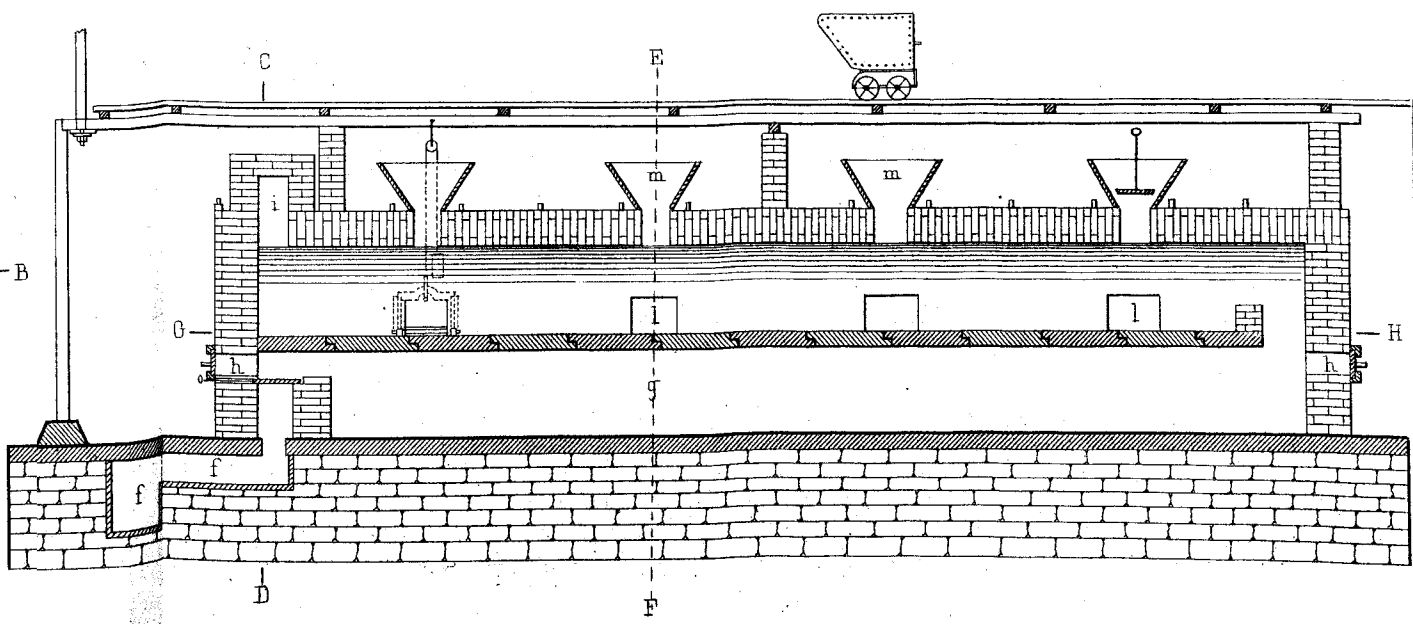


Gasröstofen.

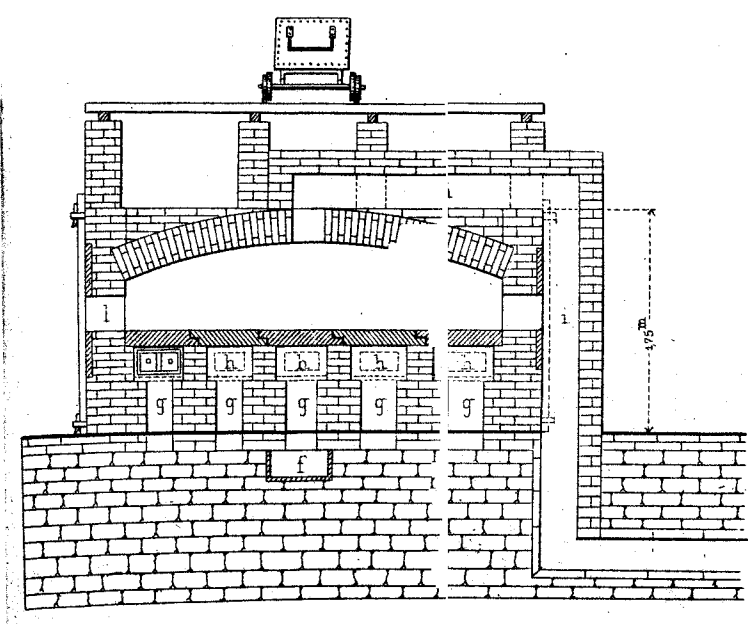
Schnitt GH.



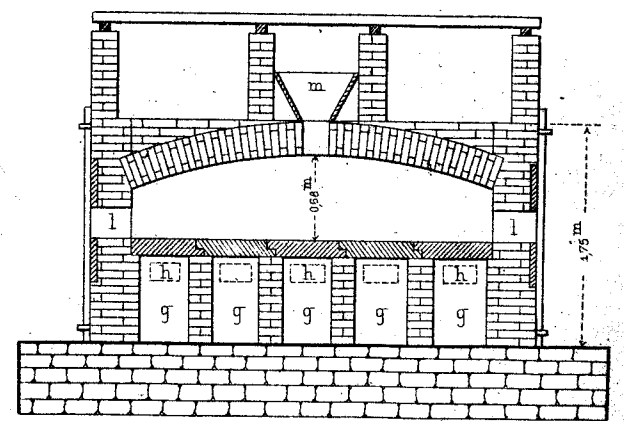
Schnitt AB.



Schnitt CD.



Schnitt EF.



Hüttenwerke zu Oker.

Flammofen zum Kupfer-Granuliren.

Fig 1-3.

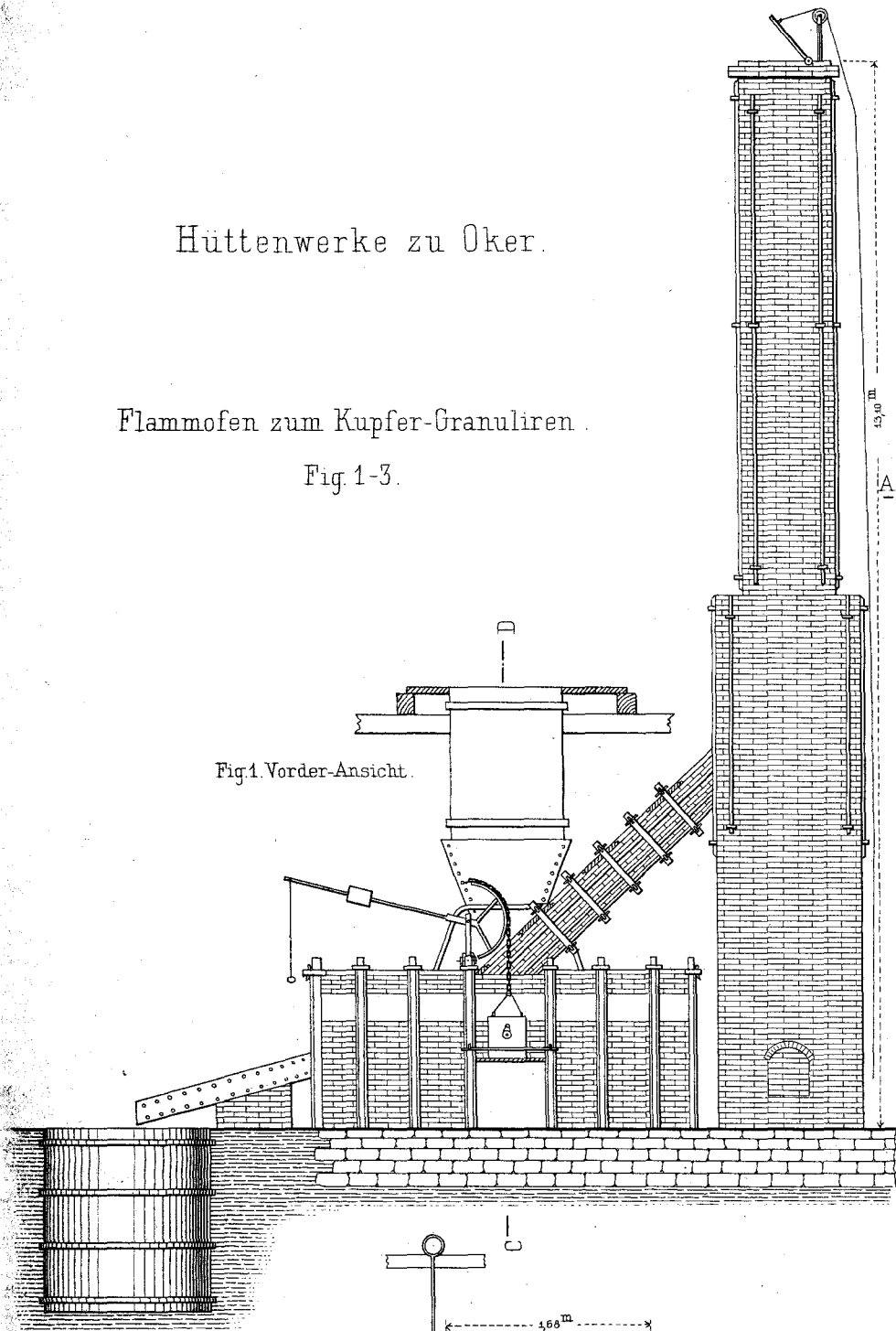


Fig. 1. Vorder-Ansicht.

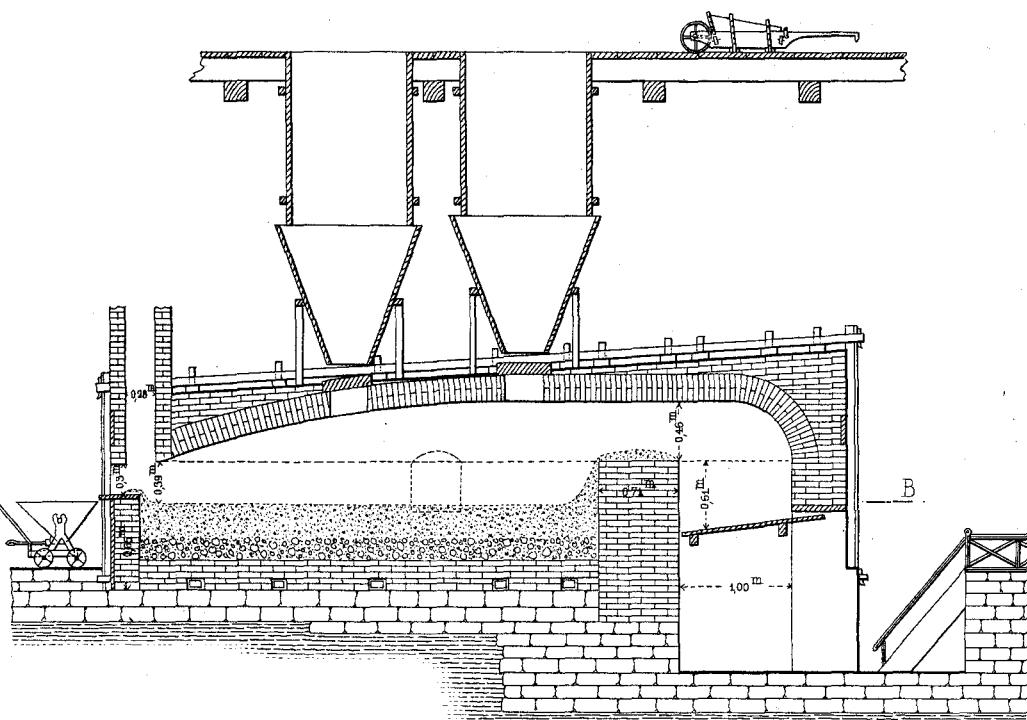
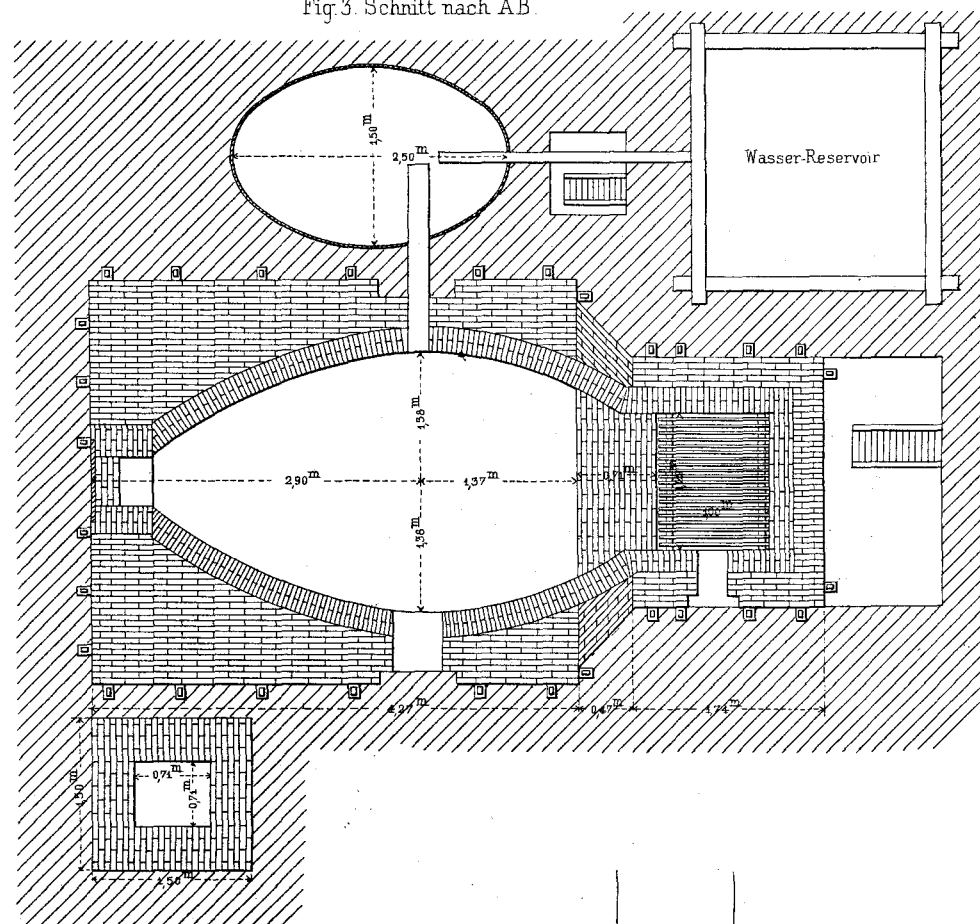


Fig 2. Schnitt nach CD.

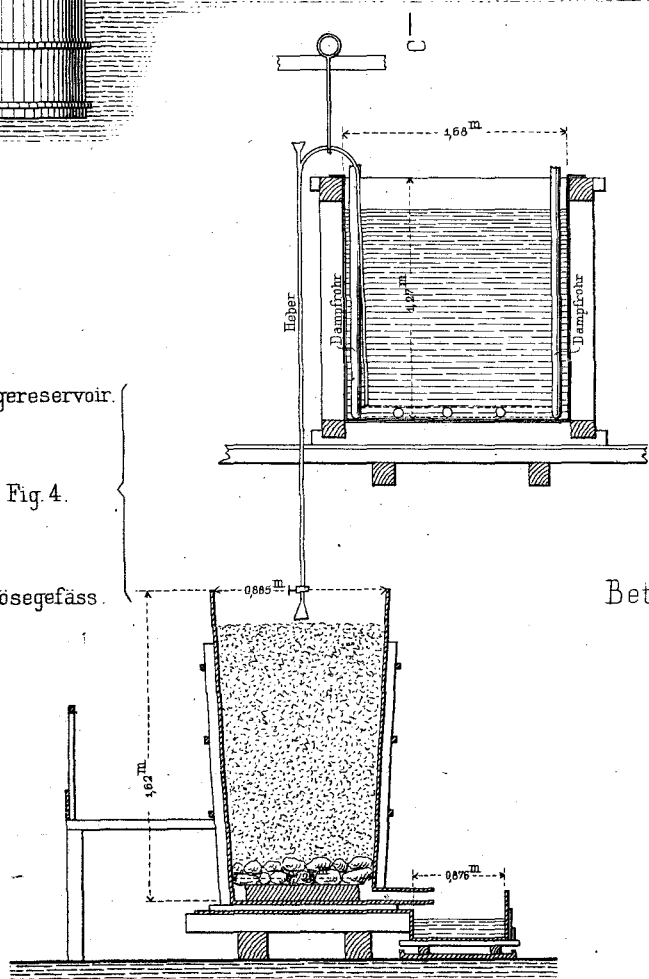
Fig. 3. Schnitt nach AB.



Langereservoir.

Fig. 4.

Lösegefäß.



Betriebsapparate der Vitriolhütten.

Fig 4-8.

Fig. 6. Querschnitt des Laugegerennes.

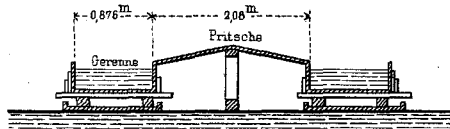


Fig. 7.

Durchschnitt.

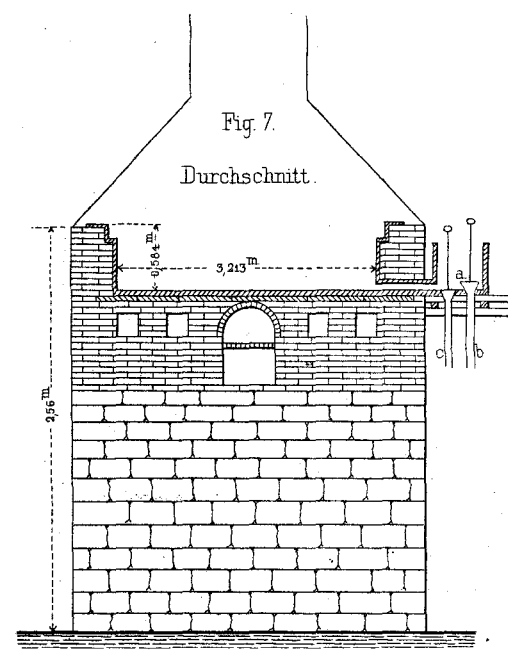
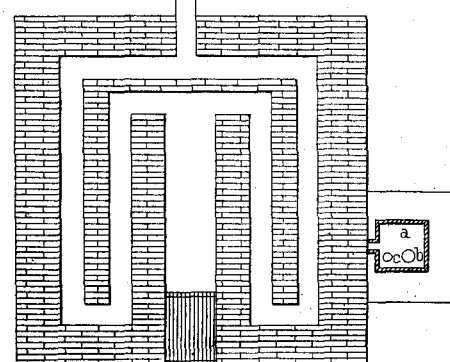


Fig. 8. Grundriss.



Siedepfanne.

Fig. 7 u. 8.

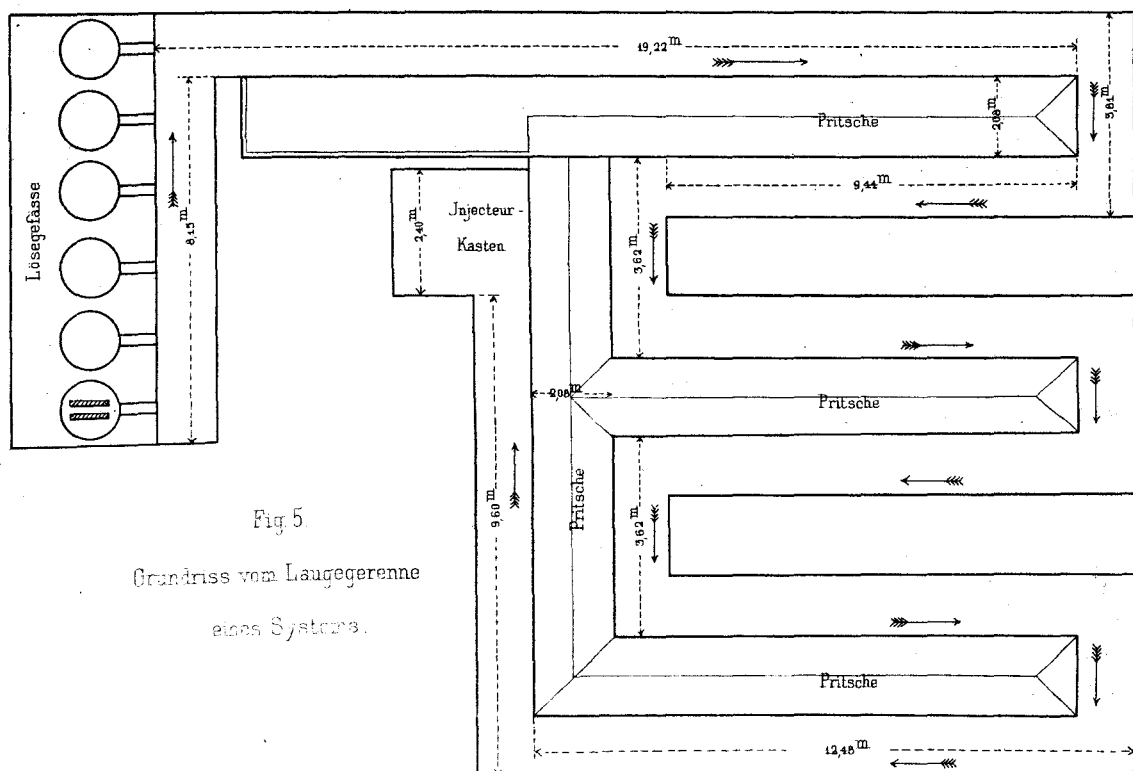


Fig. 5.

Grundriss vom Laugegerenne

eines Systems.

Hüttenwerke zu Oker.

Flammofen zum Kupfer-Granuliren.

Fig. 1-3.

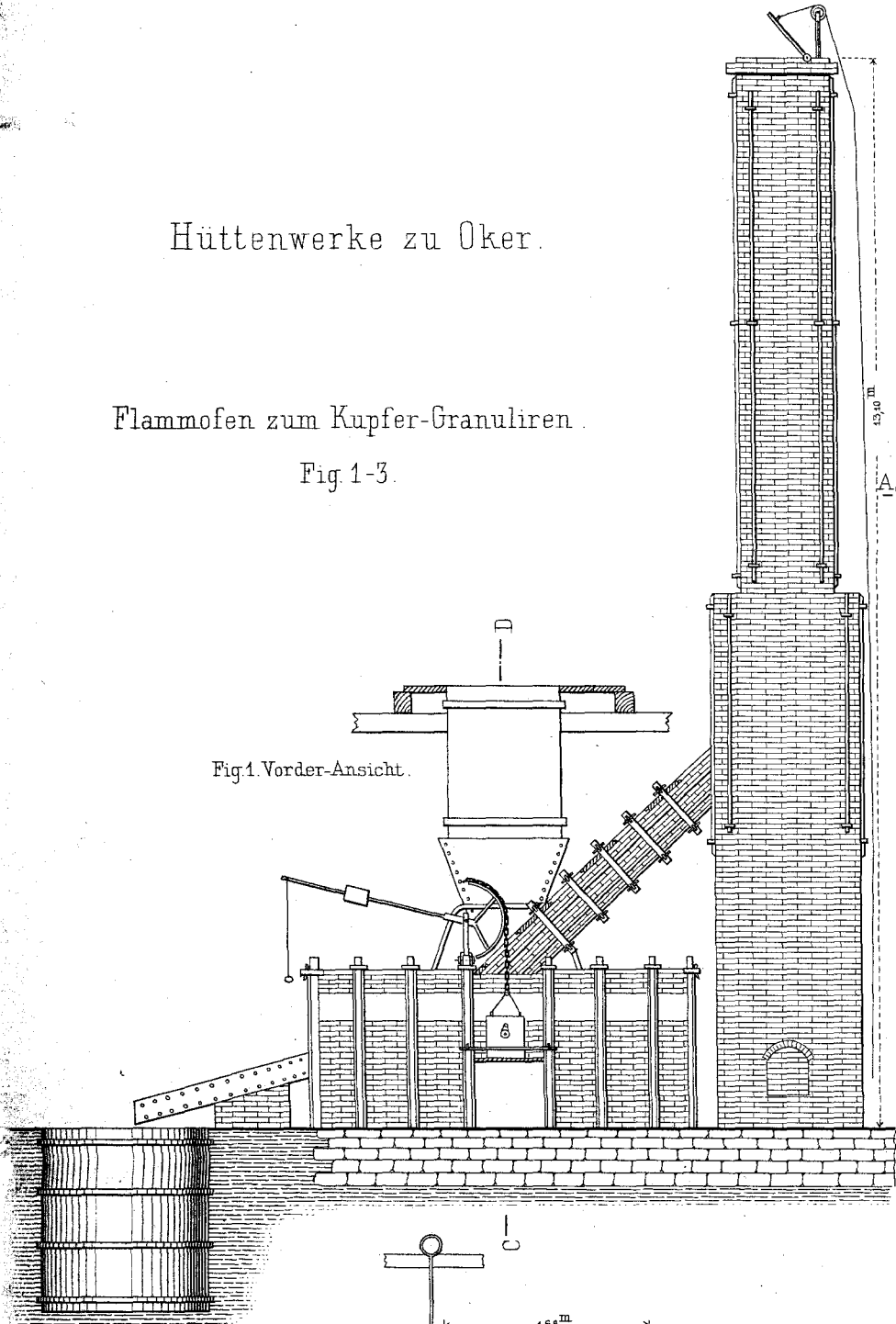


Fig. 1. Vorder-Ansicht.

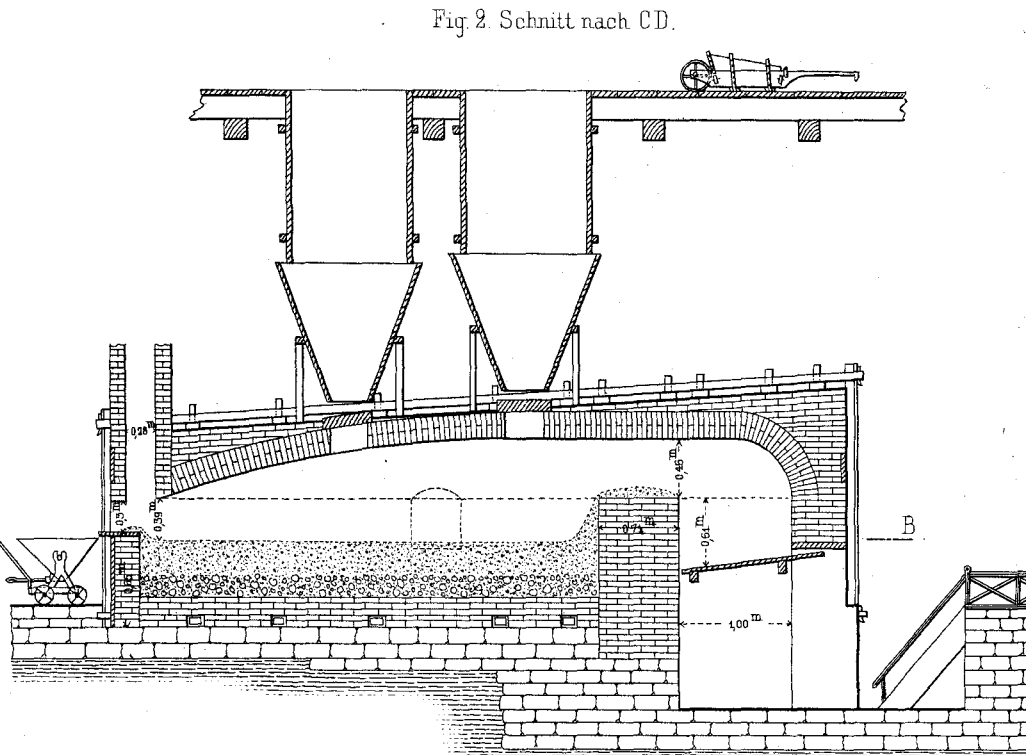


Fig. 2. Schnitt nach CD.

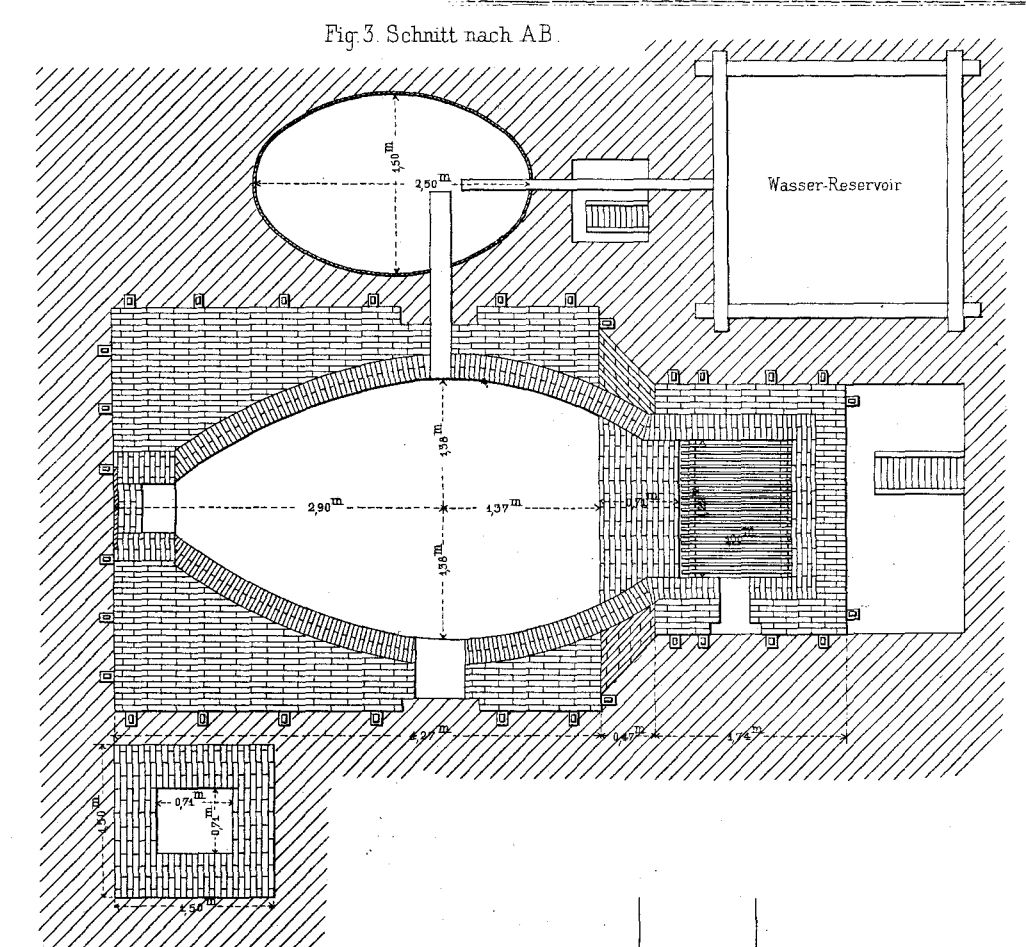
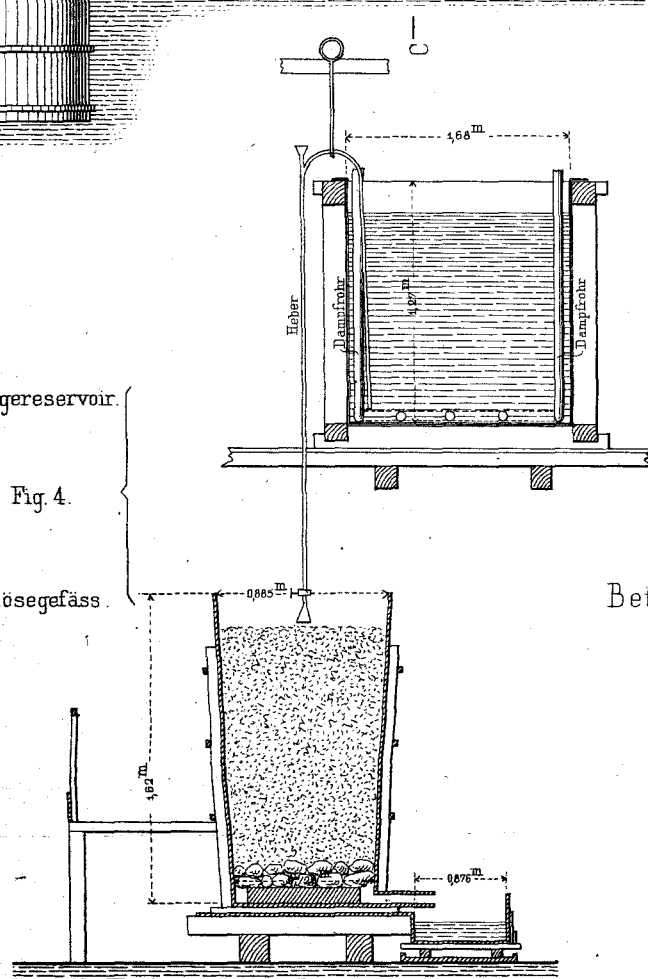


Fig. 3. Schnitt nach AB.

Langereservoir.

Fig. 4.

Lösegefäß.



Betriebsapparate der Vitriolhütten.

Fig. 4-8.

Fig. 6. Querschnitt des Laugegerennes.

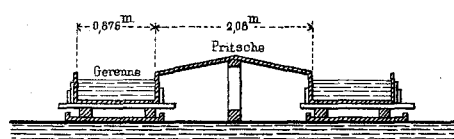


Fig. 7.

Durchschnitt.

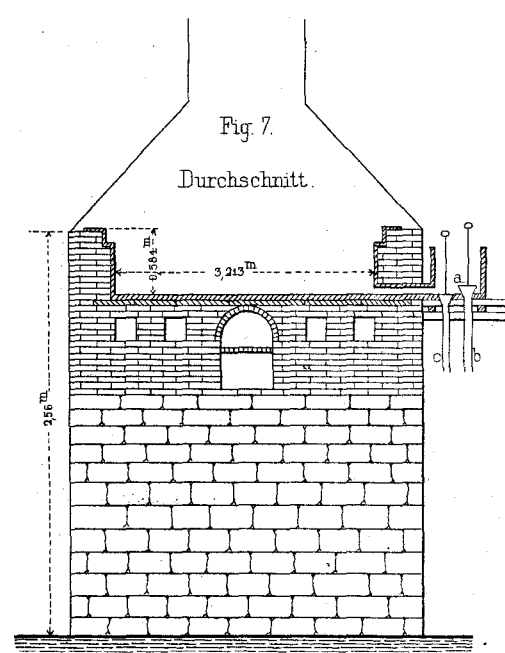
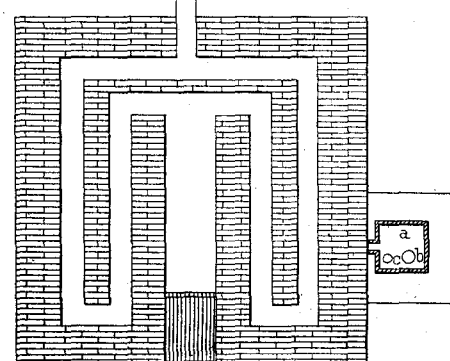


Fig. 8. Grundriss.



Siedepfanne.

Fig. 7u8.

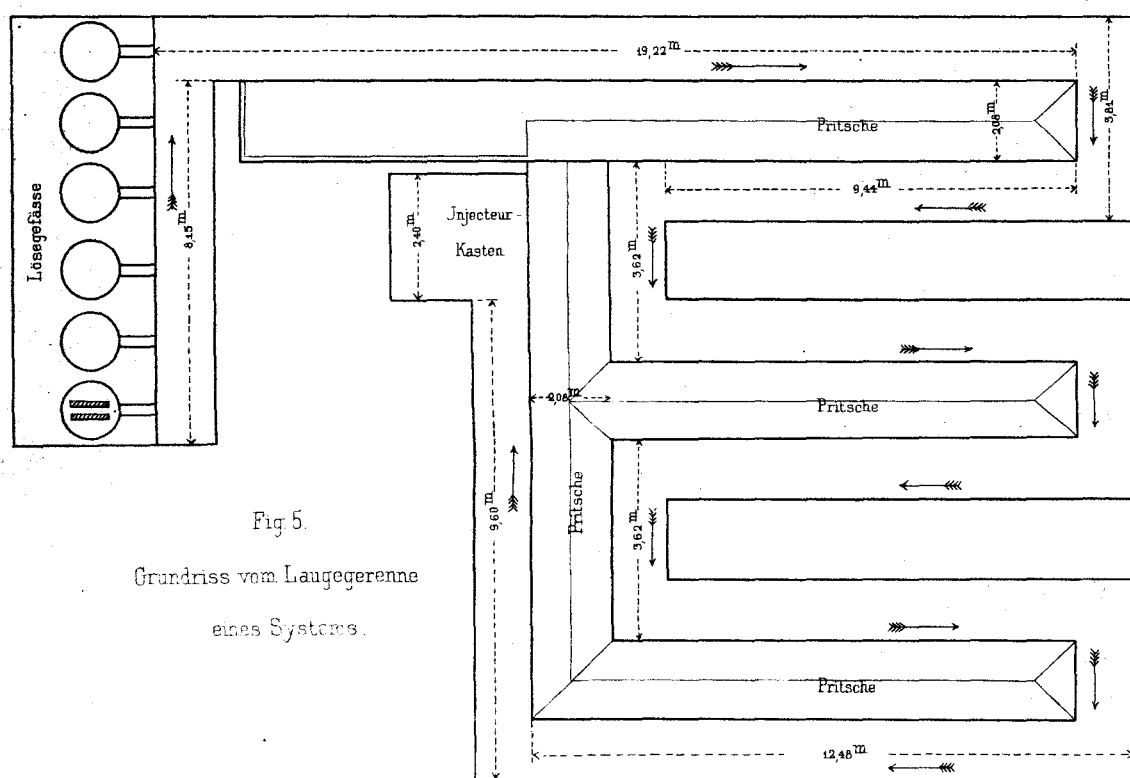


Fig. 5.

Grundriss vom Laugegerenne
eines Systems.